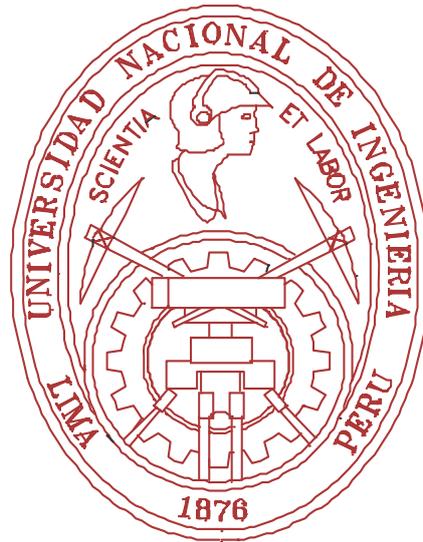


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

SECCIÓN DE POS GRADO



**GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO
CASO MINA CONDESTABLE**

TESIS

PARA OPTAR EL GRADO DE MAESTRO EN CIENCIAS CON MENCIÓN EN:

INGENIERÍA DE MINAS

PRESENTADO POR:

NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

**LIMA-PERÚ
2008**

DEDICATORIA

A LA MEMORIA DE MIS PADRES

DAVID Y DORA

***A MI ESPOSA LUISA
A MIS HIJAS CECILIA Y SILVIA***

GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO CASO MINA CONDESTABLE

TABLA DE CONTENIDO

Resumen
Abstract

CAPÍTULO I

1.0	Geomecánica en el minado subterráneo	1
1.1	Mecánica de rocas y geomecánica – Conceptos fundamentales	1
1.2	Geomecánica – Seguridad – Economía	2
1.3	Consideraciones del diseño de excavaciones mineras subterráneas	3
1.4	Factores que controlan la estabilidad de las excavaciones	5
1.5	Efectos de la apertura de excavaciones	5
1.6	Objetivos de la geomecánica en el minado subterráneo	8
1.7	Particularidades del minado subterráneo	8
1.8	Organización del trabajo geomecánico	8
1.8.1	Funciones de la Gerencia	9
1.8.2	Funciones del Departamento de Geología	9
1.8.3	Funciones del Departamento de Planeamiento y Diseño	10
1.8.4	Funciones del Departamento de Geomecánica	10

CAPÍTULO II

2.0	Metodología de las aplicaciones geomecánicas al minado subterráneo	12
2.1	Generalidades	12
2.2	Programa geomecánico de una mina subterránea	12
2.2.1	Caracterización del área de trabajo	13
2.2.2	Formulación del modelo mina	13
2.2.3	Análisis de diseño	14
2.2.4	Monitoreo del rendimiento de la roca	14
2.2.5	Análisis retrospectivo	15
2.3	Preparación de la información geomecánica básica	15
2.3.1	Mapeos geotécnicos	15
2.3.2	Caracterización de la masa rocosa	16
2.3.3	Clasificación geomecánica de la masa rocosa	17
2.3.4	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	18
2.3.5	Propiedades físico mecánicas de la roca	18
2.3.6	Condiciones de presencia del agua subterránea	19
2.3.7	Condiciones de esfuerzos in-situ	20
2.4	Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones	20
2.5	Planteamiento de las alternativas para el minado	23

CAPÍTULO III

3.0	Planteamiento del problema	24
3.1	Introducción	24

3.2	Objetivos	25
3.3	Alcances	26
3.4	Metodología de las investigaciones	26

CAPÍTULO IV

4.0	Caso Mina Condestable 2	28
4.1	Generalidades	28
4.2	Marco geológico	28
	4.2.1 Geomorfología	28
	4.2.2 Geología regional	30
	4.2.3 Geología local	30
	4.2.4 Geología estructural	35
	4.2.5 Geología económica	35
4.3	Explotación de la mina	36
4.4	Delimitación de la zona de estudio	37

CAPÍTULO V

5.0	Investigaciones geomecánicas básicas	39
5.1	Generalidades	39
5.2	Caracterización de la masa rocosa	39
	5.2.1 Mapeos geotécnicos	39
	5.2.2 Aspectos litológicos	40
	5.2.3 Distribución de discontinuidades	40
	5.2.4 Aspectos estructurales	47
5.3	Clasificación de la masa rocosa	48
5.4	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	49
5.5	Propiedades físico mecánicas de la roca	50
	5.5.1 Resistencia de la roca intacta	50
	5.5.2 Resistencia de las discontinuidades	54
	5.5.3 Resistencia de la masa rocosa	57
5.6	Condiciones del agua subterránea	58
5.7	Esfuerzos in-situ	59

CAPÍTULO VI

6.0	Estabilidad de las excavaciones	61
6.1	Generalidades	61
6.2	Estabilidad controlada por estructuras	63
	6.2.1 Modos de falla cinemáticamente posibles	63
	6.2.2 Análisis de cuñas	65
6.3	Estabilidad controlada por esfuerzos	67
	6.3.1 Estabilidad local y global	67
	6.3.2 Estabilidad del pilar de corona	68
6.4	Análisis de hundimiento	70
	6.4.1 Según el criterio de Laubscher	70

6.4.2	Según el Método Gráfico de Estabilidad	71
6.4.3	Según el criterio de Brady & Brown	73

CAPÍTULO VII

7.0	Interpretación, análisis y discusión de resultados	75
7.1	Generalidades	75
7.2	Características geomecánicas	75
7.3	Análisis de estabilidad estructuralmente controlada	77
7.4	Estabilidad controlada por esfuerzos	78
7.5	Estabilidad del pilar de corona del Tajeo Intermedio Central	79

CAPÍTULO VIII

8.0	Alternativas de minado	81
8.1	Generalidades	81
8.2	Método de minado	81
8.3	Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones	82
8.4	Dimensiones de las excavaciones	82
8.5	Esquema y secuencia de avance del minado	83
8.6	Voladura	84
8.7	Sostenimiento	85
8.8	Relleno	86
8.9	Monitoreo	87
8.10	Implementación de programa geomecánico	89
8.11	Otros aspectos	90

CAPÍTULO IX

9.0	Conclusiones	91
-----	--------------	----

CAPÍTULO X

10.0	Recomendaciones	96
------	-----------------	----

CAPÍTULO XI

11.0	Referencias bibliográficas	100
------	----------------------------	-----

CAPÍTULO XII

12.0	Apéndices	102
------	-----------	-----

- 1 Data base del mapeo geotécnico de la masa rocosa
- 2 Data base del mapeo geotécnico de testigos rocosos
- 3 Resistencia de la masa rocosa – Programa Roclab
- 4 Estabilidad estructuralmente controlada – Unwedge
- 5 Estabilidad controlada por los esfuerzos – PHASE²
- 6 Principios del método de elementos finitos
- 7 Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad
- 8 Confiabilidad del RMR con simulación MonteCarlo
- 9 Láminas

RELACIÓN DE FIGURAS

- Figura 1.1 Esquema de una mina subterránea idealizada
- Figura 1.2 Funciones específicas de las excavaciones en el minado subterráneo
- Figura 1.3 Fracturamiento y aflojamiento de la roca
- Figura 1.4 Deslizamientos a través de superficies de discontinuidades
- Figura 1.5 Deflexiones excesivas del techo
- Figura 1.6 Convergencia o cierre de los contornos de la excavación
- Figura 1.7 Fallas inestables de la roca (Liberación de energía potencial – Estallidos de rocas)
- Figura 1.8 Interacción entre grupos técnicos involucrados en la ingeniería de minas
- Figura 2.1 Componentes y lógica de un programa geomecánico
- Figura 4.1 Plano de ubicación – Mina Condestable 2
- Figura 4.2 Plano geológico superficial – Mina Condestable 2
- Figura 4.3 Columna litoestratigráfica – Sección transversal N° 04
- Figura 4.4 Zonas de prioridad para las evaluaciones geomecánicas
- Figura 5.1 Diagrama estereográfico compósito de dispersión de polos de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.2 Diagrama estereográfico compósito de contornos de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.3 Diagrama estereográfico compósito de círculos máximos - Zona Prioridad 1
- Figura 5.4 Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades estructurales – Zona Prioridad 1
- Figura 5.5 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras mayores o principales de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.6 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.7 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a la lava andesítica de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.8 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas al pórfido dacítico de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.9 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a los tufos de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.10 Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a las brechas de la Zona Prioridad 1
- Figura 5.11 Distribución de resistencia compresiva - Lava andesítica

Figura 5.12	Distribución de resistencia compresiva - Pórfido dacítico-andesítico
Figura 5.13	Distribución de resistencia compresiva - Tufos
Figura 5.14	Distribución de resistencia compresiva – Brechas
Figura 5.15	Ángulo de fricción básico - Lava andesítica
Figura 5.16	Ángulo de fricción básico - Pórfidos dacítico-andesítico
Figura 5.17	Mediciones de esfuerzos verticales en proyectos de ingeniería civil y minera alrededor del mundo (Brown y Hoek, 1980)
Figura 5.18	Relación del esfuerzo horizontal al vertical para diferentes módulos basados en la ecuación de Sheorey (1994)
Figura 6.1	Metodología de diseño de excavaciones subterráneas (Brady & Brown, 1993)
Figura 6.2	Forma del pilar de corona sobre el techo del Tajeo Intermedio Central
Figura 6.3	Resultados del análisis de estabilidad del pilar de corona
Figura 6.4	Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988) y Nickson (1992)
Figura 6.5	Modelo de hundimiento de Brady & Brown (1985)

RELACIÓN DE TABLAS

Tabla 5.1	Clasificación de la masa rocosa - Resumen de resultados
Tabla 5.2	Zonificación geomecánica de la masa rocosa - Resumen de resultados
Tabla 5.3	Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta - Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM_UNI
Tabla 5.4	Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta - Resultados de ensayos de laboratorio de reportes pasados
Tabla 5.5	Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta - Resumen
Tabla 5.6	Constante “mi” de la roca intacta - Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM-UNI
Tabla 5.7	Resistencia al corte directo en discontinuidades - Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM-UNI
Tabla 5.8	Resistencia al corte directo en discontinuidades - Reporte de Piteau Associates
Tabla 5.9	Resistencia al corte directo en discontinuidades - Resumen
Tabla 5.10	Características de resistencia de la masa rocosa
Tabla 6.1	Formas de debilitamiento estructural cinemáticamente posibles - Zona de Prioridad 1
Tabla 6.2	Rendimiento al hundimiento de varias clases geomecánicas de masas rocosas (Laubscher 1981)
Tabla 7.1	Confiabilidad de los datos RMR – Zona Prioridad 1
Tabla 8.1	Aberturas máximas sin sostenimiento – Zona Prioridad 1
Tabla 8.2	Criterio para la clasificación de la masa rocosa
Tabla 8.3	Sostenimiento para labores de avance

RELACIÓN DE LÁMINAS

Láminas 1-11	Planos geológicos estructurales de los Nvs. +70, +60, +40, 0, -30, -46, -65, -80, -100, -120, -140
--------------	--

Láminas 12-22 Planos geomecánicos de los Nvs. +70, +60, +40, 0, -30, -46, -65, -80, -100, -120, -140
Lámina 23-33 Planos de dominios geomecánicos de los Nvs. +70, +60, +40, 0, -30, -46, -65, -80, -100, -120, -140
Lámina 34-48 Secciones geomecánicas – Secciones Transversales A, B y 1 a 13
Lámina 49-51 Planos de ubicación de estaciones de monitoreo en los Nvs. 0, -30 y -46

RESUMEN

La mecánica de rocas o más ampliamente la geomecánica, tal como se le conoce en la actualidad, es una disciplina que en las últimas tres décadas ha tenido grandes progresos, convirtiéndose en una herramienta tecnológica más en la industria minera en particular y en otras ramas de la ingeniería en general.

Para su aplicación efectiva al minado subterráneo, a donde se dirige la presente tesis, las actividades geomecánicas que se realizan en una mina deben ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte de todo el personal involucrado con la explotación de la mina.

Basado en la experiencia del autor de esta tesis, a través de numerosos estudios e investigaciones realizadas en minas del país y del extranjero, y basado también en la revisión de la literatura especializada, se ha tratado aquí de sistematizar la metodología de la aplicación de la geomecánica al minado subterráneo, para luego llevar esta metodología al caso de la Mina Condestable, buscando alternativas de solución a los problemas geomecánicos encontrados en esta mina.

Se espera que esta tesis pueda servir de guía a los ingenieros dedicados a esta rama de la ingeniería y también a los estudiantes de ingeniería de minas y áreas afines, en la aplicación de la geomecánica al minado subterráneo, de tal manera que esta herramienta tecnológica se constituya en un apoyo efectivo al diseño, planeamiento y operación de minas, contribuyendo a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia de las operaciones mineras.

Expreso mis agradecimientos a todo el personal docente de la FIGMM - UNI, en particular al Ph.D. MSc. P.ENG. Carlos Agreda Turriate y al MSc. P.ENG. Pedro Hugo Tumialán de la Cruz, asesores de esta tesis, por sus valiosas contribuciones. Muy especialmente al Dr. Agreda, por su sugerencia y guía en la investigación realizada sobre la confiabilidad en la estimación de los datos de la calidad de la masa rocosa (RMR) aplicando la simulación de MonteCarlo, presentado en el Capítulo VII y en el Apéndice 8. A la Compañía Minera Condestable S.A. por haber brindado todas las facilidades durante la fase de trabajos de campo. A los Ings. Ramón Zuloaga y Hugo Huaranga, por haber apoyado al autor de esta tesis en el levantamiento de la información de campo.

ABSTRACT

Rock Mechanics or more widely and presently known as geomechanics is a new discipline that has undergone important progress in the last three decades. In this way it has become one more technological tool for engineering fields in general and especially for the mining industry.

In order to an effective application to underground mining, which is the aim of this thesis, activities carried out in a mine must be performed in an organized environment. This organized environment must allow the integration of concepts, information and analytical activities of the entire personnel involved in the mine exploitation.

Based on the experience of the author of this thesis, through numerous studies and research carried out in mines in and outside the country and also based on the revision of specialized literature, I have tried to systematize the methodology of the application of geomechanics to underground mining. I later apply this methodology to the case of the Condestable Mine, searching for solutions to the geomechanical problems found in this mine.

I expect that this thesis will serve as a guide to engineers in this specific engineering field and also to students of mining engineering and related fields, in the application of geomechanics to the underground mining. In this way may this technological tool be used as an effective support to the design, planning and operation of mines, contributing to the improvement of the standards of security and efficiency of mining operations.

I would like to express my gratitude to the faculty of the FIGMM - UNI, especially to Ph.D. MSc. P.ENG. Carlos Agreda and MSc. P.ENG. Pedro Hugo Tumialán de la Cruz, advisors of this thesis, for their valuable contributions. And especially to Ph.D. Carlos Agreda for his suggestion and guidance on the research about the of the data estimation reliability for the rock mass quality (RMR) using MonteCarlo simulation, presented in Chapter VII and Appendix 8. Also to the Condestable Mining Company S.A. for providing all the necessary help during the field work phase. Finally to Engs. Ramón Zuloaga and to Hugo Huaranga, for supporting the author of this thesis for taking the field data.

CAPÍTULO I

1.0 GEOMECAÁNICA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO

1.1 Mecánica de rocas y geomecánica – Conceptos fundamentales

Desde el punto de vista de aplicación a los problemas prácticos de ingeniería, la mecánica de rocas está relacionada con la aplicación de los principios de la mecánica ingenieril al diseño de estructuras rocosas. La estructura en este caso estará constituida por la masa rocosa en la que, por efecto de haber practicado en la misma una excavación, se ha producido un cambio de esfuerzos con respecto a su situación original, lo que trae como consecuencia la necesidad de garantizar la estabilidad de toda la zona.

La experiencia ha demostrado que la estabilidad de una excavación rocosa depende de los esfuerzos de campo pre-existentes, de la forma, orientación y dimensiones de la excavación y de la estructura y calidad del macizo rocoso. Obviamente, estos conceptos indican claramente que la mecánica de rocas está relacionada a la línea principal de la mecánica clásica y a la mecánica continua, pero varios factores específicos la identifican como un campo de la ingeniería distinta y coherente.

De los conceptos dados, una definición ampliamente aceptada es aquella ofrecida inicialmente por U.S. National Committee on Rock Mechanics en 1964 y luego modificada en 1974:”La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos; esto es, aquella rama de la mecánica que trata con la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico”....

Desde que esta es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la *Geomecánica*. Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrogeología y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera, a partir de la cual se puede desarrollar procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas. Se debe tener presente que a pesar de tener algunos principios básicos comunes, existe marcada diferencia entre la mecánica de rocas y la mecánica de suelos, por lo que estas deben ser consideradas como disciplinas complementarias más que mutuamente inclusivas.

Tal como se conceptualiza hoy en día, la mecánica de rocas tiene fundamental importancia principalmente en la ingeniería minera, que es el tema a donde va dirigida esta tesis, y en la ingeniería civil; particularmente constituye la base de la ingeniería minera, puesto que ésta a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiadas por el concepto de “vida de operación”, junto con el beneficio

económico de dicha operación con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas.

La industria minera es una actividad que viene proveyendo una fuerte motivación para el desarrollo de la geomecánica; dentro de esta actividad hay ciertos factores que están contribuyendo a que esta disciplina se constituya en una tecnología minera (Córdova, 2000), estos factores son:

- El incremento de las dimensiones y volúmenes de producción de las operaciones mineras, asociadas con el fin económico de mejorar la rentabilidad aumentando la escala de producción y así lograr un nivel competitivo en el mercado internacional, lo cual viene trayendo consigo la adopción de métodos de minado que exigen diversos grados de mecanización en la operación. Las grandes inversiones que acompañan a estos proyectos requieren de una mayor certeza en el rendimiento satisfactorio de la masa rocosa a largo plazo y de técnicas más formales y rigurosas en el planeamiento, diseño y operación de la mina. El incremento de la escala física de las operaciones mineras tiene también un efecto directo sobre la necesidad de un diseño estructural efectivo, dada la mayor probabilidad de ocurrencias de fallas extensas de masas rocosas.
- La necesidad de explotar recursos minerales en medio ambientes desfavorables de minado, particularmente el incremento de la profundidad de los yacimientos, los cuales estimulan las investigaciones en varios aspectos del rendimiento de la roca bajo altos esfuerzos.
- La conservación del recurso y la seguridad industrial, aspectos importantes más recientes que se reflejan en la minería con el intento de maximizar la recuperación de cualquier reserva de mineral y aplicar prácticas y técnicas para mantener seguros los lugares de trabajo y su entorno físico. Estos aspectos han traído como consecuencia una mayor demanda de habilidad y capacidad ingenieriles de las empresas mineras y sus organizaciones de servicio.

1.2 Geomecánica – Seguridad – Economía

En la industria minera, la geomecánica tradicionalmente ha sido considerada como un asunto ligado primordialmente a la seguridad. Actualmente, además de la seguridad, hay un reconocimiento creciente sobre su impacto en los aspectos económicos de las operaciones mineras. Por estas razones esta habiendo importantes progresos en integrar esta herramienta tecnológica dentro del proceso cotidiano de toma de decisiones en la operación minera.

La geomecánica ligada a la seguridad, significa reducir el número y frecuencia de caídas de rocas, y así evitar o minimizar los daños al personal y a los equipos. Este es un tema sumamente importante en el Perú por las estadísticas de accidente fatales ocurridos en las minas, lo cual ha motivado en la última década que todos los

adecuados. Asevera que los procesos de minado generan una estructura rocosa cuyo rendimiento puede determinarse mediante la aplicación de la mecánica clásica. Propone que la capacidad para predecir y controlar el rendimiento mecánico de la roca circundante puede mejorar o asegurar el rendimiento económico de la mina, aspectos estos que pueden ser traducidos en la práctica de ciertos parámetros como la eficiencia en la recuperación del mineral, productividad minera o rentabilidad económica directa.

De una manera simplista, la extracción de minerales por métodos de minado subterráneo involucra la generación de un conjunto de excavaciones, de diferentes formas, tamaños y orientaciones, y que a su vez estas cumplen funciones específicas en el proceso productivo (Córdova, 2007), como se puede apreciar en la Figura 1.2.



Figura 1.2: Funciones específicas de las excavaciones en el minado subterráneo.

Los tajeos constituyen la fuente del mineral, su vida esta condicionada a la extracción activa del mineral y sus características principales podemos resumirlas en lo siguiente:

- Son las excavaciones de mayor tamaño y sus zonas de influencia son más grandes, por que incrementan su tamaño a medida que progresa el minado.
- El control de su estabilidad está en función del comportamiento geomecánico y económico individualmente y globalmente.
- Los tajeos condicionan la ubicación, diseño y rendimiento operacional de las excavaciones circundantes.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: *establecer adecuados esquemas y secuencias de avance del minado* para producir mínima perturbación de la masa rocosa.

Las características principales de las aberturas temporales de acceso y servicios a los tajeos, cuya vida está limitada a la duración del minado, son:

- Están en zona de influencia de los tajeos.
- Su vida de servicio puede imponer condiciones severas y adversas si no se toman en cuenta las perturbaciones del minado.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: *establecer su posición, forma y sostenimiento para asegurar su rendimiento.*

Las características principales de las aberturas de acceso y servicios, permanentes, cuya vida es comparable o superior a la vida de la mina, son:

- Deben presentar especificaciones rigurosas de rendimiento.
- Su diseño debe ser comparable con otras áreas de la práctica de la ingeniería.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: *establecer la ubicación de estas excavaciones.*

1.4 Factores que controlan la estabilidad de las excavaciones

Hay dos grupos de factores que controlan la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado subterráneo de los yacimientos minerales. El primer grupo corresponde a factores pre-existentes a la excavación y el segundo grupo a factores posteriores a la excavación.

Los factores pre-existentes a la excavación son:

- Las características del medio geológico.
- El comportamiento mecánico del medio geológico.
- Los esfuerzos in-situ.

Los factores posteriores a la excavación son:

- Los esfuerzos inducidos por el minado.
- La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- El carácter dinámico de las excavaciones por el avance del minado.

Estos factores a su vez conforman la data y condicionan la metodología de aplicación de la geomecánica al minado subterráneo.

1.5 Efectos de la apertura de excavaciones

Cuando se apertura excavaciones subterráneas en el proceso de minado, por un lado se crea una estructura rocosa, y por otro lado, se generan perturbaciones mecánicas en el medio rocoso.

La estructura rocosa está conformada por:

- Vacíos
- Elementos de sostenimiento naturales y artificiales
- Mineral remanente

Las perturbaciones en el medio geológico pueden involucrar:

- Desplazamientos hacia el vacío creado
- Nuevos estados de esfuerzos y deformaciones
- Acumulaciones de energía de deformación

A fin de mantener adecuadas condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado es necesario controlar estas perturbaciones, de lo contrario se generarán problemas de inestabilidad como los mostrados en las Figuras 1.3 a 1.7.



Figura 1.3: Fracturamiento y aflojamiento de la roca

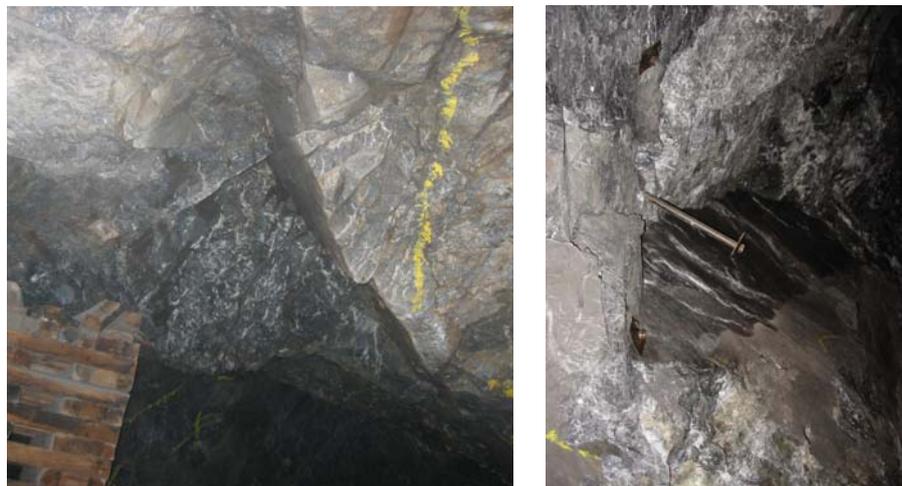


Figura 1.4: Deslizamientos a través de superficies de discontinuidades



Figura 1.5: Deflexiones excesivas del techo

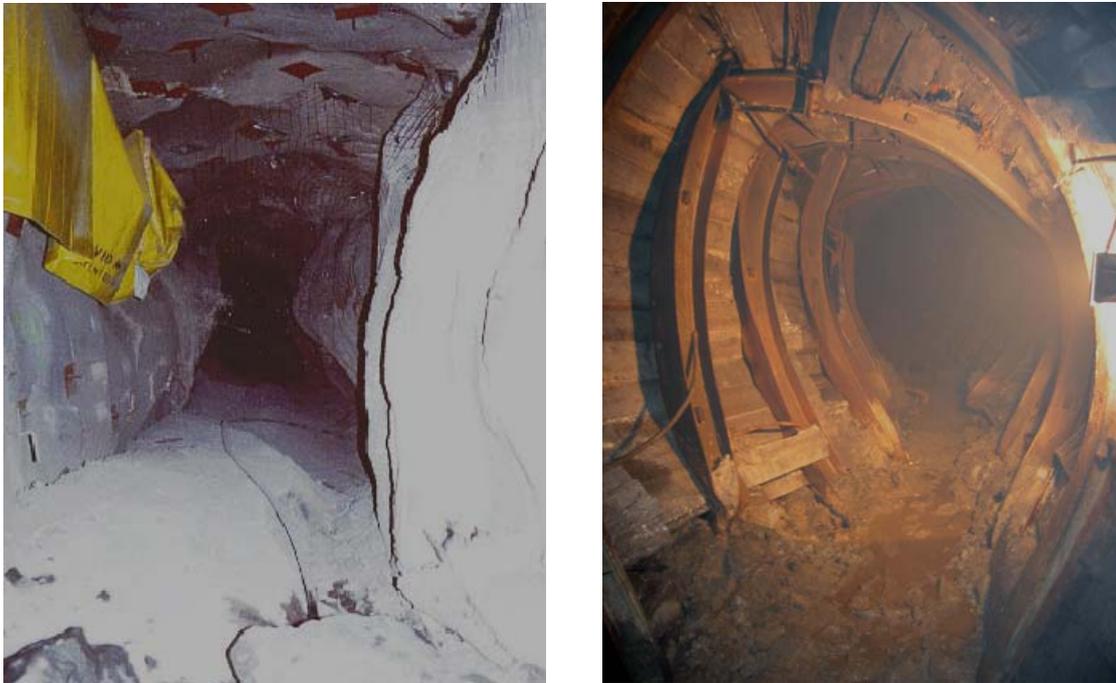


Figura 1.6: Convergencia o cierre de los contornos de la excavación



Figura 1.7: Fallas inestables de la roca (Liberación de energía potencial – Estallidos de rocas)

1.6 Objetivos de la geomecánica en el minado subterráneo

Según el método de minado que se adopte para el minado subterráneo de un yacimiento, es posible especificar los siguientes cuatro objetivos comunes de la geomecánica para el rendimiento de la estructura de la mina y los tres tipos de aberturas mineras antes indicados:

- Asegurar la estabilidad global de la estructura de la mina.
- Proteger las principales aberturas de servicio a través de su vida de diseño.
- Proveer accesos seguros a los lugares de trabajo en y alrededor de los centros de producción de mineral.
- Preservar en condición de minables las reservas de mineral no minadas.

El problema típico del planeamiento y diseño del minado es determinar la *secuencia de explotación del yacimiento satisfaciendo estos objetivos simultáneamente*, y la realización de estos objetivos requiere del conocimiento de las condiciones geomecánicas del yacimiento y de la capacidad para analizar las consecuencias mecánicas de las diferentes opciones de minado.

1.7 Particularidades del minado subterráneo

Las siguientes, son las particularidades que se dan en el minado subterráneo de un yacimiento:

- El uso de cualquier abertura o labor minera, está bajo el control del operador de la mina, y durante su utilización activa, las superficies de una excavación deberán ser objeto de inspecciones virtualmente continuas por parte del personal de la mina.
- Los trabajos para mantener o restablecer condiciones seguras alrededor de una excavación, variarán desde el correcto desatado hasta la colocación de sostenimiento adecuado, y estos deben ser llevados a cabo en cualquier etapa, bajo la dirección de la supervisión de la mina.
- El diseño de una excavación minera refleja un grado de control inmediato sobre la utilización, inspección, mantenimiento y colocación del sostenimiento de la excavación, suministrado por el operador de mina.
- La estructura de la mina evoluciona durante la vida de la mina, por lo que la secuencia o estrategia de extracción de un tajeo o block de mineral asume gran importancia.

Estas particularidades deben ser tomadas en cuenta para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

1.8 Organización del trabajo geomecánico

Las actividades geomecánicas que se realizan en una mina subterránea requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de

conceptos, información y actividad analítica de parte de la gerencia, ingenieros de planeamiento, geólogos, ingenieros geomecánicos e ingeniero de producción. La lógica de una ingeniería de minas integrada es ilustrada en la Figura 1.8.

Los principios de esta lógica son, primero, la mutua dependencia de cada grupo funcional sobre la información proporcionada por los otros, y segundo, que en última instancia son los ingenieros de planeamiento quienes transforman las contribuciones técnicas individuales en planos de trabajo, programas de producción y estimado de costos para su subsiguiente implementación. A continuación se describen las funciones de cada grupo técnico en relación con la geomecánica.



Figura 1.8: Interacción entre grupos técnicos involucrados en la ingeniería de minas

1.8.1 Funciones de la Gerencia

La gerencia define el marco de referencia sobre la política y objetivos de la empresa, en relación a las restricciones corporativas particulares sobre las técnicas de minado como: las restricciones en las perturbaciones del área física local, las restricciones sobre las perturbaciones geohidrológicas, las restricciones sobre las prácticas operativas como: el trabajo en excavaciones verticales o bajo techos temporales sin sostenimiento, etc.

1.8.2 Funciones del Departamento de Geología

Este grupo es el que proporciona información geológica estructural e hidrogeológica y en general de ingeniería geológica del yacimiento sobre la base de un trabajo de rutina, habiendo una mutua cooperación entre geólogos y geomecánicos.

1.8.3 Funciones del Departamento de Planeamiento y Diseño

Este grupo define todos los componentes estructurales de la mina, sobre la base de un trabajo interactivo con el grupo de Geomecánica, de tal manera de definir la estrategia general de minado del yacimiento, la cual es puesta en práctica por los ingenieros de Operaciones Mina.

1.8.4 Funciones del Departamento de Geomecánica

Principalmente, en interacción con Planeamiento y Diseño de Mina, las funciones del Departamento de Geomecánica son:

- Diseño de aberturas mineras permanentes:
 - Ubicación de estas aberturas
 - Dimensionamiento de las mismas
 - Especificaciones del sostenimiento
 - Diseño detallado de aberturas especiales (cabinas de winches, cámara de chancado, talleres subterráneos ...)

- Diseño de esquemas y secuencias del avance del minado, en función de la evolución de la estructura de la mina, para un programa de minado operacionalmente aceptable:
 - Establecer dimensiones adecuadas de los tajeos y de los pilares.
 - Establecer esquemas adecuados de los tajeos y de los pilares dentro del cuerpo mineralizado, tomando en cuenta sus ubicaciones y orientaciones respecto al arreglo estructural de la masa rocosa y a los esfuerzos actuantes.
 - Establecer la dirección general del avance del minado a través del cuerpo mineralizado.
 - Establecer la secuencia de extracción de los tajeos o blocks mineralizados y de los pilares remanentes, protegiendo las instalaciones de servicios, manteniendo los accesos y preservando la estabilidad estructural de la mina.
 - Especificar el sostenimiento temporal.
 - Especificar los parámetros de resistencia de cualquier tipo de relleno.

- Diseño de los sistemas de extracción, que comprende detalles de la configuración del tajeo y la recuperación del mineral del tajeo:
 - Establecer las medidas de estabilidad de los contornos de los tajeos, a través de la vida de trabajo del mismo, evaluando las posibilidades de fallas controladas estructuralmente desde las superficies de los tajeos y de los pilares.
 - Establecer la dirección preferencial de retirada en los tajeos.

- Asegurar el rendimiento adecuado de la masa rocosa involucrada con las ventanas de carguío, echaderos de mineral y de relleno, durante la vida del tajeo.
- Anticipar ocurrencias de problemas de inestabilidad en las labores de extracción, debido a la densidad de las aberturas, influencia de los esfuerzos y de la voladura.
- Apoyar en el diseño de la voladura primaria.

Además, el personal del Departamento de Geomecánica deberá llevar a cabo el control de calidad de los materiales, equipos y procedimientos de instalación de los diferentes elementos utilizados para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado del yacimiento.

Todas estas funciones demandarán la ejecución de trabajos de campo, laboratorio y gabinete por parte del personal del Departamento de Geomecánica, siendo importante que este personal disponga de las herramientas mínimas necesarias para cumplir con su labor, principalmente equipos e instrumentos de medición y software geomecánico.

CAPÍTULO II

2.0 METODOLOGÍA DE LAS APLICACIONES GEOMECAÑICAS AL MINADO SUBTERRÁNEO

2.1 Generalidades

Según lo indicado en el Acápite 1.4 del Capítulo I, para establecer una metodología de aplicación de la geomecánica al minado subterráneo se deberá tener toda la información básica necesaria sobre las características del medio geológico, su comportamiento mecánico y los esfuerzos in-situ. Con esta información básica y utilizando herramientas de cálculo se podrán conocer los esfuerzos inducidos por el minado, y se podrá establecer la forma, tamaño y orientación de las excavaciones y en general de los componentes estructurales asociados al minado, considerando el carácter dinámico de los mismos por el avance del minado.

Las aplicaciones geomecánicas al minado subterráneo, deben ser llevadas a cabo dentro de un programa de acciones orientado al establecimiento de planes de minado coherentes y también orientado a establecer los estándares de las diferentes variables geomecánicas asociadas con el minado. Este programa, para ser efectivo debe ser conducido dentro del marco organizacional que fue descrito en el Acápite 1.8 de esta tesis.

Finalmente, en este capítulo se describen los detalles de la preparación de la información geomecánica básica y su utilización para los análisis de estabilidad para el diseño de las excavaciones en roca.

2.2 Programa geomecánico de una mina subterránea

En la Figura 2.1 se presenta la metodología para la implementación del programa geomecánico del minado subterráneo. Se identifican aquí cinco componentes distintos del programa y ellos están integrados lógicamente, es decir, si se ignora alguno de estos componentes, se niega la filosofía de la operación completa.

Otra de las características que se puede deducir de la Figura 2.1, es que esta metodología implica que el programa procede vía un circuito de múltiples pasos, habiendo dos razones importantes para esto:

- Primero: La fase de la caracterización del sitio nunca genera una base de datos suficientemente comprensiva a partir de la cual desarrollar un único plan de minado para toda la vida de la mina.
- Segundo: El diseño de la mina es un proceso evolutivo en el cual debe tomarse en cuenta las condiciones actuales de operación de la mina.



Figura 2.1: Componentes y lógica de un programa geomecánico

2.2.1 Caracterización del área de trabajo

El primer paso del circuito es definir las propiedades mecánicas y el estado del medio en el cual ocurrirá el minado. Esto involucra:

- Determinación de las propiedades de resistencia y deformación de las diferentes unidades lito-estratigráficas asociadas al cuerpo de mineral.
- Definición de las propiedades geométricas y mecánicas de los sistemas de discontinuidades menores.
- Ubicación y descripción de las propiedades de las discontinuidades mayores.
- Estimación de la resistencia in-situ del medio rocoso a partir de las propiedades de sus elementos constituyentes.
- Determinación del estado de esfuerzos in-situ en el área de minado.
- Investigación de la hidrogeología del cuerpo mineralizado y su entorno.

2.2.2 Formulación del modelo mina

Representa la simplificación y racionalización de los datos generados en la caracterización del sitio para los análisis de diseño. El objetivo es tomar en cuenta los principales rasgos geomecánicos que serán considerados en el comportamiento deformacional del modelo. Por ejemplo:

- A las unidades litológicas se les asignará propiedades de resistencia y deformaciones promedias “representativas”.
- A los rasgos estructurales mayores se les asignará una geometría regular y propiedades promedias de resistencia al corte.
- Se dará una especificación representativa del estado de esfuerzos del preminado.

En esta etapa puede haber discrepancias significativas en los datos de entrada debido a fallas en la consideración de rasgos particulares de la constitución geomecánica de la mina.

2.2.3 Análisis de diseño

El análisis de diseño representa el corazón de la práctica de la geomecánica. Aquí se puede predecir usando técnicas matemáticas o numéricas apropiadas, el rendimiento mecánico de las configuraciones de minado seleccionadas y de las geometrías de las excavaciones, para las condiciones predominantes de la masa rocosa.

Las herramientas analíticas pueden variar desde las más simples, como por ejemplo la teoría del área tributaria para el diseño de pilares, hasta las más avanzadas, como por ejemplo, los esquemas computacionales que consideran modelos constitutivos bastante complejos del comportamiento tanto de la masa rocosa como de sus elementos de fábrica.

Producto de recientes desarrollos en la capacidad de los esquemas computacionales hoy en día disponibles, ha habido avances significativos, y mejoramiento de la confiabilidad, en la calidad del diseño estructural en roca.

2.2.4 Monitoreo del rendimiento de la roca

El objetivo de esta etapa es caracterizar la respuesta operacional de la masa rocosa a la actividad de minado. Se intenta aquí establecer una comprensión del rol de los varios elementos de la masa rocosa en su comportamiento carga-deformación.

Los datos requeridos para este entendimiento son obtenidos por mediciones de desplazamientos y esfuerzos en ubicaciones claves de la estructura de la mina. Estas mediciones pueden ser efectuadas con inspecciones visuales o con instrumentación de campo dentro y alrededor de las zonas de actividad de minado.

Se deben buscar correlaciones entre el rendimiento local de la masa rocosa y la productividad del tajeo.

2.2.5 Análisis retrospectivo

El proceso de análisis cuantitativo de los datos generados por el monitoreo intenta reafirmar y mejorar el conocimiento de las propiedades mecánicas in-situ de la masa rocosa, asimismo revisar la adecuabilidad del modelo de mina.

De esta manera se identificarán los parámetros geomecánicos claves que determinan la respuesta deformacional del medio rocoso.

Son particularmente valiosos los datos generados por el análisis de fallas locales en el sistema. Estos proporcionan información sobre la orientación y magnitud relativa de los esfuerzos in-situ, así como de los parámetros de resistencia in-situ de la masa rocosa.

Con toda esta información se puede formular en forma detallada diseños de tajeos y criterios operativos, pudiéndose luego establecer los diferentes estándares de minado para los diferentes tipos de condiciones estructurales y litológicas.

Los datos generados por el análisis retrospectivo son usados para actualizar los datos de la caracterización del sitio, el modelo mina y los procesos de diseño, vía retroalimentación.

2.3 Preparación de la información geomecánica básica

Uno de los aspectos importantes para realizar el dimensionamiento geomecánico del minado es preparar la información geomecánica básica (Córdova, 1988, 2000, 2004, 2005, 2007). En este acápite se dan estos aspectos.

2.3.1 Mapeos geotécnicos

El acopio de la información geomecánica se debe llevar a cabo mediante diferentes tipos de mapeos geotécnicos. Los métodos de mapeo geotécnico más confiables son los que se realizan directamente sobre afloramientos de masas rocosas, estos métodos son los convencionales y comprenden el “método de líneas en detalle” y el “método de celdas en detalle”. En el primer caso el mapeo se lleva a cabo a través de una línea extendida a través del afloramiento rocoso, y en el segundo caso el mapeo se realiza sobre un área de afloramiento rocoso de extensión variable, sea en superficie o en subterráneo. Los lugares del mapeo, denominados también estaciones de medición, deberán ser colocados en los planos geológicos-geomecánicos.

Por otro lado, cuando no se dispone de afloramientos rocosos, se pueden aprovechar los testigos de las perforaciones diamantinas para realizar sobre ellos el mapeo geotécnico de la masa rocosa en donde se ubican estas perforaciones. Quedan también las alternativas de realizar el mapeo

geotécnico en el interior de taladros perforados en la masa rocosa, utilizando mecanismos de endoscopia, y el mapeo geotécnico utilizando la fotogrametría.

Los parámetros de observación y medición deben ser obtenidos en formatos de registro diseñados para cada evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM – International Society for Rock Mechanics). Los parámetros más importantes a ser mapeados, sin ser limitativos, son: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se deben registrar datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento, en este último caso para obtener el RQD.

Durante el mapeo geotécnico deberán registrarse las discontinuidades mayores o principales, como fallas por ejemplo, de manera especial, poniendo estas estructuras en los planos geológico estructurales. Estas estructuras deberán ser tratadas de manera particular en los modelamientos que se realicen.

2.3.2 Caracterización de la masa rocosa

En la caracterización de la masa rocosa, los aspectos más importantes son: la litología, la distribución de las discontinuidades y las características estructurales de las discontinuidades.

Es importante tener definida la litología o tipos de rocas presentes en el yacimiento. Se deben trazar en forma clara los contornos de la mineralización y los contactos de los diferentes tipos de rocas en las cajas. Esta información se debe tener disponible en planos de planta, y secciones transversales y longitudinales. Los programas como el Mine Sight, Datamine, Vulcan, Gemcom y otros, son de gran ayuda para manejar esta información.

El análisis de la distribución de las discontinuidades es otro aspecto importante para definir el arreglo estructural de la masa rocosa. Mediante la utilización de técnicas de proyección estereográfica, podemos determinar el número de sistemas o familias de discontinuidades presentes en el lugar de evaluación. Esta información posteriormente será utilizada para el análisis de estabilidad controlado por el arreglo estructural de la masa rocosa.

Las características estructurales de las discontinuidades, pueden ser determinadas mediante tratamiento estadístico de la información de los mapeos geotécnicos. Los resultados servirán para establecer las propiedades de comportamiento mecánico de las discontinuidades y de la masa rocosa.

Hoy en día existe software especializado para caracterizar a la masa rocosa, definiendo el arreglo estructural de la masa rocosa y las características estructurales de las discontinuidades.

2.3.3 Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Cuando no se tiene información detallada sobre la masa rocosa y sus esfuerzos y sobre las características hidrológicas del lugar de un proyecto, el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa puede ser muy beneficioso.

En el caso más simple, se puede utilizar un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda la información relevante ha sido considerada.

En otro extremo, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación, para desarrollar una idea de la composición y características de una masa rocosa, a fin de proporcionar estimados iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación de la masa rocosa.

Es importante entender que el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa no puede reemplazar a los procedimientos más elaborados de diseño. El uso de los procedimientos de diseño requiere de información relativamente detallada sobre los esfuerzos in situ, las propiedades de la masa rocosa y la secuencia de excavación planeada.

Conforme se tenga disponible información más detallada, los esquemas de clasificación de la masa rocosa deberán ser actualizados y utilizados en conjunto con los análisis específicos del sitio.

Los objetivos de la clasificación geomecánica son:

- Identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento de la masa rocosa.
- Dividir una formación rocosa en grupos de similar comportamiento, es decir, clases de masas rocosas de diferentes calidades.
- Proporcionar una base para el entendimiento de las características de cada clase de masa rocosa.
- Relacionar la experiencia de las condiciones de la roca de un lugar a las condiciones y experiencia encontradas en otros lugares.
- Obtener datos cuantitativos y guías para el diseño de ingeniería.
- Proporcionar una base común de comunicación entre el ingeniero y el geólogo.

Las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en todo el mundo son: el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989) y el Sistema Q de Barton (1974). En nuestro medio se está utilizando también el sistema GSI

(Geological Strength Index) de Hoek & Marinos (2000), pero en opinión del autor de esta tesis este último es más apropiado para determinar las propiedades de resistencia de la masa rocosa, antes que constituir un sistema de clasificación. Desde luego que aparte de las clasificaciones nombradas hay otros sistemas de clasificación, las cuales son menos utilizadas.

2.3.4 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la geomecánica, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares u homogéneas, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares.

Para zonificar geomecánicamente a la masa rocosa, o dicho de otro modo para determinar los dominios estructurales de la masa rocosa, los cuales son extensiones de masa rocosa con características homogéneas, es necesario tomar en consideración la información desarrollada precedentemente, concerniente con los aspectos litológicos, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características estructurales de las discontinuidades y la calidad de la masa rocosa determinada mediante la clasificación de la misma, utilizando uno o varios criterios de clasificación geomecánica. La combinación de toda esta información conducirá a delimitar estos dominios.

La zonificación geomecánica debe ser realizada en tres dimensiones, ya sea manualmente o mediante la ayuda de programas de cómputo como los mencionados en el Acápito 2.3.2, en este último caso, son de especial importancia los mapeos geotécnicos efectuados a partir de los testigos de las perforaciones diamantinas, que constituyen los datos para realizar la zonificación.

Los resultados de la zonificación geomecánica deben ser presentados en planos de planta y secciones tanto transversales como longitudinales. Para ello se deben adoptar códigos para nombrar cada zona geomecánica o dominio estructural. Estos códigos pueden involucrar el uso de colores y/o alfanuméricos.

2.3.5 Propiedades físico mecánicas de la roca

Es importante definir las propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa y de sus elementos constituyentes, es decir de la roca intacta y de las discontinuidades estructurales.

En el caso de la roca intacta, la propiedad más relevante es la resistencia compresiva no confinada o denominada también resistencia compresiva

simple o uniaxial. Este parámetro de resistencia puede ser determinado mediante ensayos de golpes con el martillo de geólogo, o mediante ensayos de impacto con el martillo de Schmidt, o mediante ensayos de carga puntual, o mediante ensayos de comprensión simple en laboratorio de mecánica de rocas, todos ellos de acuerdo a las normas sugeridas por la ISRM (Brown, 1981).

Otro parámetro importante de la roca intacta es la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), el cual puede ser estimado utilizando valores de la literatura especializada o más apropiadamente puede ser determinado mediante ensayos de compresión triaxial en laboratorio de mecánica de rocas, recomendándose este último. Finalmente, otro parámetro importante es la densidad de la roca, que puede ser determinada en el campo o en laboratorio según las normas ISRM. Desde luego que hay otros parámetros de la roca intacta, como la resistencia a la tracción, las constantes elásticas (módulo de deformación y relación de Poisson), velocidad de ondas y otros que pueden ser determinados según el interés de cada proyecto.

En el caso de las discontinuidades, es necesario definir sus parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb (cohesión y ángulo de fricción), mediante ensayos de corte directo sobre superficies de discontinuidad, en laboratorio de mecánica de rocas. Los ensayos del tablero inclinable (“tilt test”) realizados sobre testigos de perforaciones diamantinas pueden ser valiosos para estimar el ángulo de fricción básico. Otro parámetro de las discontinuidades es la resistencia compresiva no confinada y el coeficiente de rugosidad de las juntas, ambos del criterio de falla de Barton-Bandis (1990), los cuales pueden determinarse siguiendo las recomendaciones de este criterio. Finalmente, podría ser necesario definir las propiedades de rigidez de las discontinuidades (rigidez normal y rigidez de corte), las cuales pueden ser estimadas utilizando ya sea el método basado en las propiedades de los materiales de relleno de las discontinuidades o en el método basado en las propiedades de deformación de la masa rocosa y de la roca intacta (Barton, 1972).

En el caso de la masa rocosa, los siguientes son los principales parámetros a definirse: la resistencia compresiva uniaxial, la resistencia triaxial, la resistencia a la tracción, la resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción), las constantes elásticas (módulo de deformación y relación de Poisson), las constantes “m” y “s” de la masa rocosa del criterio de falla de Hoek & Brown. Existen varios criterios para la estimación de todos estos parámetros, siendo uno de los más importantes el de Hoek & Brown (2002, 2006), utilizado en el programa de cómputo ROCLAB de Rocscience Inc. 2007.

2.3.6 Condiciones de presencia del agua subterránea

La presencia del agua subterránea dentro de la masa rocosa en general tiene efectos adversos en la operación de una mina subterránea. La presión del agua

reduce la resistencia al corte de las discontinuidades; el contenido de humedad incrementa el peso unitario de la roca, acelera la intemperización de las rocas débiles, produce la expansión de las rocas expansivas y aumenta la deformabilidad de la masa rocosa; los flujos de agua lavan el relleno de las discontinuidades y obligan a implementar sistemas de drenaje.

De todos estos efectos de la presencia de agua subterránea dentro del macizo rocoso, el más importante es la presión del agua, la cual reduce las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. Por ello es importante que a través de investigaciones hidrogeológicas se determinen las características de presencia del agua subterránea dentro de la masa rocosa del yacimiento.

2.3.7 Condiciones de esfuerzos in-situ

En cualquier excavación subterránea que se desee realizar, el macizo rocoso estará sometido a un estado de esfuerzos in-situ previo a la realización de la excavación. El estado de esfuerzos una vez realizada la excavación, será el resultado del estado de esfuerzos inicial (in-situ) más el estado de esfuerzos inducidos por la excavación o el minado. Por ello, los esfuerzos in-situ constituyen unos de los factores importantes que condicionan la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas.

Los esfuerzos in-situ dependen de una serie de factores como la topografía de la superficie, la erosión, los esfuerzos tectónicos residuales, el efecto de las discontinuidades y otros. Para determinar la orientación y la magnitud de los esfuerzos in-situ, lo más recomendable es realizar mediciones in-situ. Para ello hay varias técnicas de medición como: el de liberación de esfuerzos (ejemplo la técnica del “overcoring” utilizando celdas triaxiales CSIRO tipo Hollow Inclusión); el de restauración de esfuerzos (ejemplo la técnica del “gato plano” - Flat Jack); y otros (ejemplo el “hidrofracturamiento”).

Cuando no se disponga de información de esfuerzos in-situ a partir de mediciones in-situ, estos pueden ser estimados utilizando el criterio de Sheorey (1994). La utilización de este criterio proporciona los esfuerzos in-situ vertical y horizontal. También se puede recurrir a los elementos estructurales de la zona y a la tectónica local; mediante el mapeo detallado de las fallas se puede determinar la dirección de los esfuerzos principales en un momento determinado de la historia geológica del lugar. Esta información debe ser utilizada con sumo cuidado para las condiciones actuales.

2.4 Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones

Desde el punto de vista de la ingeniería, las inestabilidades que se pueden producir en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas son clasificadas en dos categorías:

- Las estructuralmente controladas, o conducidas por la gravedad, y
- Las controladas por la resistencia de la masa rocosa, o conducidas por los esfuerzos.

El comportamiento dominante de la masa rocosa de una excavación subterránea está en función de los esfuerzos in-situ y del grado de diaclasamiento y fracturamiento, así:

- En las rocas masivas sometidas a bajos niveles de esfuerzos in-situ, se espera que estén exentas de problemas de inestabilidad, a menos que por prácticas inadecuadas de excavación se dañe la integridad de la masa rocosa.
- En las rocas masivas sometidas a altos esfuerzos in-situ, se podrían esperar inestabilidades como descostramientos, lajamientos y astillamientos de la roca o trituramiento de la misma.
- En rocas moderadamente diaclasadas, sometidas a bajos esfuerzos, se podrían esperar inestabilidades de bloques rocosos conducidos por la gravedad.
- En rocas moderadamente diaclasadas, sometidas a altos esfuerzos, se podrían esperar inestabilidades controladas por la resistencia de la roca intacta.
- En rocas severamente diaclasadas, sometidas a bajos esfuerzos, se podría esperar el desmoronamiento y el hundimiento progresivo de la masa rocosa si es que no se utilizara oportunamente el sostenimiento adecuado.
- En rocas severamente diaclasadas, sometidas a altos esfuerzos, se podría esperar la fluencia de la masa rocosa si es que no se utilizara el sostenimiento adecuado y oportuno.

Estos diferentes modos de comportamiento de la masa rocosa, deben ser considerados para el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al minado de un yacimiento y en general tener una visión de la respuesta de la masa rocosa involucrada. Para cada caso será necesario utilizar el modelo matemático que se adapte a las condiciones encontradas. Los componentes estructurales del minado, dependen del método de minado particular seleccionado para la explotación del yacimiento.

Las técnicas analíticas utilizadas en los diseños están basadas en la comparación de las resistencias disponibles y los esfuerzos actuantes (Factor de Seguridad); de esta comparación nacerán decisiones importantes para establecer las mejores alternativas en cuanto a la forma y al tamaño de las excavaciones y/o en cuanto a la provisión del soporte, refuerzo y/o mejoramiento de las propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa bajo consideración. Esta metodología puede adecuarse a cada caso particular y no solamente aplicable en el diseño, sino también para la solución de los problemas

de inestabilidades que puedan surgir por el rendimiento deficiente de algunas estructuras rocosas.

Existen algunos problemas cuya solución analítica es exacta como en el caso de la distribución de esfuerzos alrededor de excavaciones circulares. En otros casos sin embargo, debido principalmente a problemas de contorno, las ecuaciones planteadas no tienen una solución exacta, siendo necesario recurrir a los métodos numéricos. En la gran mayoría de los casos de explotaciones subterráneas se usan los métodos numéricos.

Dentro de los métodos numéricos, hay dos formas: continua y discontinua, de enfocar el cálculo de los esfuerzos y las deformaciones de una mina, sin olvidar que la masa rocosa tiene discontinuidades estructurales. Los métodos continuos consideran a la masa rocosa como un medio continuo cruzado por discontinuidades, y los métodos discontinuos como conjunto de bloques individuales.

En los modelos continuos, el comportamiento de la masa rocosa puede ser modelado por medio de ecuaciones diferenciales de la mecánica de los medios continuos, siendo posible también analizar terrenos con discontinuidades estructurales (fallas, estratos, diaclasas, y otros tipos de discontinuidades). Gran parte de los modelos numéricos geomecánicos pertenecen a este dominio. Los modelos continuos se dividen a su vez en: métodos diferenciales y métodos integrales. En el primer caso están por ejemplo los métodos de los elementos finitos y de las diferencias finitas. En el segundo caso están por ejemplo los métodos de elementos de contorno, integrales de contorno y desplazamiento continuo.

Los modelos discontinuos son particularmente útiles para estudiar los casos en que la deformación del terreno tiene lugar principalmente como consecuencia del movimiento de bloques de roca delimitados por discontinuidades en un campo de esfuerzos de baja intensidad. En estos modelos, la ecuación de equilibrio es la ecuación del movimiento de una unidad sencilla sujeta a fuerzas por sus vecinos inmediatos. Las ecuaciones definen la aceleración de las partículas en cada instante y por tanto su velocidad y desplazamiento total. El método de los elementos distintos, descrito por Cundall (1971) fue el primero en tratar una masa rocosa discontinua. Hoy en día los programas de cómputo más avanzados de la geomecánica, como el UDEC (Universal Distinct Element Code) o el 3DEC (Tridimensional Distinct Element Code) están dentro de la categoría de modelos discontinuos.

Finalmente, la validez de los modelos matemáticos debe corroborarse mediante mediciones in-situ, es decir se deben calibrar estos modelos. Según la concordancia de los resultados, se podrá ya sea modificar el modelo utilizado inicialmente o variar los parámetros del macizo rocoso introducidos en este.

El dimensionado del minado termina cuando al comparar los esfuerzos y las deformaciones previstas por el modelo matemático con las admitidas por el macizo rocoso, se obtienen probabilidades de rotura o factores de seguridad admisibles.

2.5 Planteamiento de las alternativas para el minado

Plantear las alternativas para el minado desde el punto de vista geomecánico significa planear y diseñar la secuencia de la explotación del yacimiento, satisfaciendo simultáneamente los objetivos de la geomecánica en el minado subterráneo, mencionados en el Acápite 1.6. Los aspectos geomecánicos en este caso interactúan con el planeamiento y diseño.

Las alternativas para el minado dependerán del método o métodos de explotación que sean adoptados para un determinado yacimiento. Sin ser limitativo, lo usual es establecer la dirección preferencial de avance de las excavaciones para tener mejores condiciones de estabilidad de las mismas o menor cantidad de sostenimiento, establecer las dimensiones de los tajeos y labores permanentes y temporales, establecer las dimensiones de los diferentes tipos de pilares, establecer la secuencia del avance del minado, establecer el sostenimiento de las labores mineras, incluyendo el relleno de los tajeos, y otros mencionados en el Acápite 1.8.4.

CAPÍTULO III

3.0 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

3.1 Introducción

En el Capítulo I se han presentado los aspectos fundamentales de la Geomecánica en el Minado Subterráneo y en el Capítulo II la Metodología de las Aplicaciones Geomecánicas en el Minado Subterráneo. Los temas tratados en ambos capítulos constituyen el marco de referencia, para en adelante presentar el caso de la Mina Condestable 2.

Desde el punto de vista geomecánico, en la Mina Condestable 2 (antes Mina Raúl) se observaron dos aspectos resaltantes: el primero está relacionado a la presencia de una cantidad numerosa de cavidades vacías dejadas por el proceso de la explotación pasada, y el segundo, está relacionado a la falta de un programa geomecánico destinado a apoyar al planeamiento, diseño y operación de la mina.

Durante la explotación pasada, los cuerpos mineralizados mas grandes fueron explotados con el método de minado “tajeos abiertos por subniveles”, en otros cuerpos de menores dimensiones se aplicaron los métodos de minado “shrinkage” y “cámaras y pilares”. Particularmente como consecuencia de la aplicación del primero de los métodos de minado nombrados, se han generado cavidades de gran tamaño, es el caso por ejemplo del cuerpo Intermedio Central, donde se observa una cavidad de 140 m de longitud, 70 m de ancho y 75 m de altura que se encuentra completamente vacía y sin ningún tipo de sostenimiento. Otras cavidades vacías de gran tamaño, aunque de menores dimensiones que la mencionada, ocurren en diferentes zonas de la mina, creando densidades de excavaciones muy significativas.

Desde que la Compañía Minera Condestable S.A. tomó posesión de la mina en 1999, se han estado registrando procesos de inestabilidades locales considerables en algunas cavidades como el Intermedio Central por ejemplo. Por esta razón y considerando que la mecánica de rocas es una herramienta valiosa de apoyo al planeamiento, diseño y operación de la mina, esta empresa decidió implementar un programa geomecánico para la Mina Condestable 2.

Para la implementación del programa geomecánico se zonificó la mina y se establecieron cinco zonas de prioridad, denominadas “Zonas de Prioridad 1, 2, 3, 4 y 5”. Los trabajos geomecánicos comenzarían con la Zona de Prioridad 1 y continuarían sucesivamente con las otras zonas, de tal manera que al final se tendría cubierta la evaluación geomecánica de toda la mina. Como producto de esta evaluación se tendrían establecidos los estándares del minado desde el punto de vista geomecánico y/o las soluciones vinculadas al control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, de tal manera mejorar los estándares de seguridad y asimismo de productividad en la operación.

La compañía Minera Condestable S.A., encargó al autor de esta tesis llevar a cabo el citado programa geomecánico de Mina Condestable 2, el cual ha comenzado con la evaluación de la Zona Prioridad 1.

Dentro de la Zona Prioridad 1, se encuentran una serie de cuerpos mineralizados, siendo los más importantes desde el punto de vista de su tamaño los cuerpos mineralizados Intermedio Central e Intermedio Norte. Todos estos cuerpos en su mayor parte han sido explotados por el anterior propietario de la mina, sin embargo actualmente hay importantes remanentes de reservas de mineral que Condestable S.A. los viene recuperando y tiene planes de recuperarlos en la medida de lo posible, manteniendo condiciones seguras de operación de la mina.

En la presente tesis, se presentan los resultados de las investigaciones realizadas para el cumplimiento de los objetivos y alcances que se establecen a continuación.

3.2 Objetivos

Los objetivos de la presente tesis son los siguientes:

- Establecer los aspectos fundamentales de la geomecánica en el minado subterráneo.
- Establecer la metodología de aplicación de la geomecánica al minado subterráneo.
- Utilizar la metodología establecida en un caso práctico: caso de la Mina Condestable.
- Presentar este trabajo como tesis para obtener el grado de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de minas.

Los objetivos de la aplicación de la geomecánica al caso de la Mina Condestable son:

- Asegurar condiciones adecuadas de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado de la Zona Prioridad 1, apoyando así al diseño, planeamiento y operación de la misma, lo cual contribuirá a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia de la operación minera.
- Establecer las alternativas adecuadas de minado para el control de la estabilidad de las cavidades existentes y para una mayor recuperación de las reservas del mineral remanente de esta zona.

Para cumplir con el objetivo planteado ha sido necesario llevar a cabo investigaciones geomecánicas básicas de la masa rocosa de esta parte del yacimiento y un número de análisis para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

3.3 Alcances

En una primera etapa, se orientaron los trabajos a la ejecución de *investigaciones básicas*, con el fin de obtener la información necesaria, que permita evaluar los factores principales del control de la estabilidad y estimar así los parámetros geomecánicos básicos. En esta etapa los alcances del trabajo realizado fueron:

- La documentación y revisión de literatura especializada
- La ejecución de mapeos geotécnicos
- La caracterización de la masa rocosa
- La clasificación geomecánica de la masa rocosa
- La zonificación geomecánica de la masa rocosa
- La definición de las propiedades físico mecánicas de la roca
- La evaluación de otros factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones (presencia de agua y esfuerzos in-situ)

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de *evaluar las condiciones de estabilidad* tanto local como global de la masa rocosa de las excavaciones de la Zona Prioridad 1, tomando en cuenta los mecanismos potenciales de falla del terreno. Según los resultados obtenidos se definieron las *alternativas de minado* para el control de la estabilidad de las cavidades existentes y para una mayor recuperación de las reservas del mineral remanente de esta zona.

3.4 Metodología de las investigaciones

Los trabajos realizados comprendieron la ejecución de investigaciones de campo, pruebas de laboratorio y labores de gabinete, utilizando todos los criterios definidos en el Capítulo II de esta tesis.

En el **campo** se realizaron las siguientes actividades:

- Revisión y análisis de la información disponible.
- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- Mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas.
- Mapeo geotécnico de los testigos disponibles de las perforaciones diamantinas.

- Ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza para estimar la resistencia compresiva de la roca.
- Ensayos del tablero inclinable (tilt test) sobre testigos de perforación diamantina, para determinar los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales.
- Toma de muestras rocosas para la ejecución de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.), de interés para el estudio.

En **laboratorio** se realizaron los siguientes trabajos:

- Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.

En **gabinete** se llevó a cabo lo siguiente:

- Revisión de literatura especializada e información concerniente a los trabajos geomecánicos previos efectuados en Mina Condestable.
- Elaboración de los planes de trabajo, referentes a los detalles prácticos de la ejecución del estudio.
- Procesamiento y análisis de la información registrada en el mapeo geotécnico: aplicación de técnicas estereográficas y estadística convencional.
- Evaluación de las propiedades físico-mecánicas de la roca intacta, discontinuidades y masa rocosa.
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa, a partir de la información procesada del mapeo geotécnico.
- Zonificación geomecánica.
- Evaluación de los factores complementarios de influencia sobre la estabilidad (agua subterránea, esfuerzos, voladura).
- Preparación de los datos de entrada y ejecución de los análisis de estabilidad (diseño).
- Establecimiento de las alternativas de minado, referentes a las medidas de control de la estabilidad y a la recuperación del mineral remanente.
- Redacción de la tesis.

CAPÍTULO IV

4.0 CASO MINA CONDESTABLE 2

4.1 Generalidades

La Mina Condestable 2 o Mina Raúl como se le llamaba anteriormente, se ubica en el lugar denominado Loma de Vincho, adyacente a la localidad Bujama Alta, en el distrito de Mala, provincia de Cañete, departamento de Lima (ver Figura 4.1). Las coordenadas geográficas de este lugar son: 76° 35' 30" Longitud Oeste y 12° 42' 02" Latitud Sur.

Esta concesión minera de la Compañía Minera Condestable S.A. se encuentra a una altitud promedio de 200 msnm, en una pequeña subcuenca, delimitada por una extensa llanura que ingresa como una entrante hasta las primeras estribaciones rocosas.

El acceso a la mina es a través de la Carretera Panamericana Sur hasta el Km 90, desde donde se ingresa hacia el Este aproximadamente 5 Km.

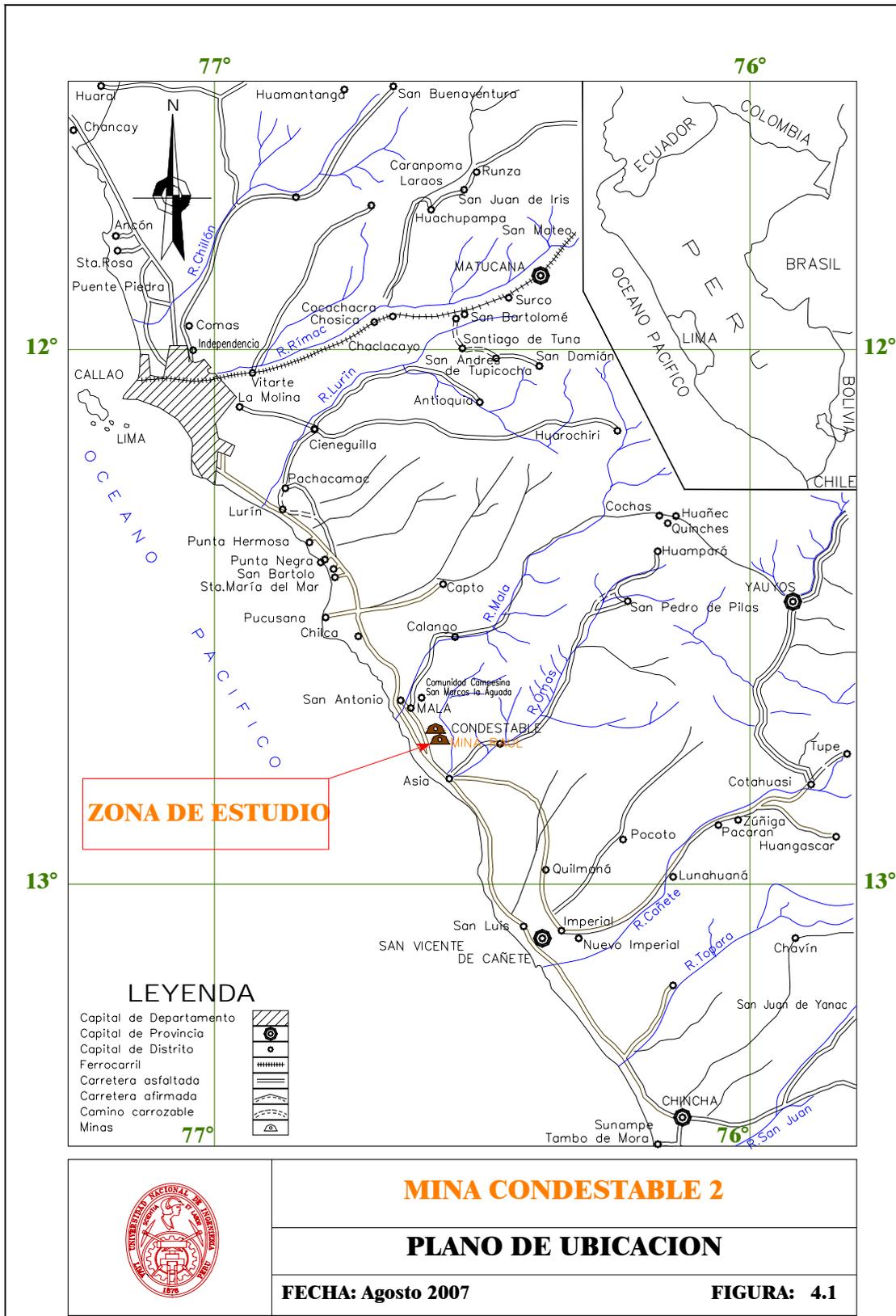
Las cumbres inmediatas de los cerros que flanquean al Norte y Este de las instalaciones mineras, están en el orden de 350 a 420 msnm, semejando una pequeña quebrada. En ella, sobre su elevación entre las cotas 210–280 msnm, se ubican la planta concentradora, la pila de óxidos y las oficinas administrativas, y sobre un nivel inferior entre las cotas 130–200 msnm, se encuentran los depósitos de relaves.

El clima es típico de la costa, con dos estaciones bien marcadas: invierno y verano, con un periodo de transición entre ellas. El invierno se caracteriza por escasas precipitaciones, nubosidad baja, despejado en el medio día. En el verano las temperaturas oscilan durante el día entre 20° y 30°. La humedad relativa promedio es de 75% y la máxima 100%, que sumadas a la precipitación pluvial estacional, favorecen el desarrollo de las llamadas “lomas”.

4.2 Marco geológico

4.2.1 Geomorfología

En el lugar las estribaciones andinas llegan hasta el mar en áreas vecinas, incluyendo las islas. Dos geoformas constituyen sus principales rasgos morfológicos: las cumbres formadas mayormente por valles en “V” y las estrechas planicies fluvio aluviales que se contactan con la primera. Se puede observar capas de arena en movimiento. El área del yacimiento está limitado por dos valles: uno al Norte, el valle del río Mala, y otro al Sur, un valle ahora seco. Las pendientes de las faldas de los cerros en el área son ligeras a moderadas.



La unidad morfológica “cerros altos de modelado suave” involucra promontorios de altitudes entre 300 y 420 msnm, que corresponden principalmente al área de propagación de las rocas volcánicas, las cuales presentan generalmente relieves o modelados suaves. En las intersecciones con las quebradas laterales muestran cortes abruptos, como se observan en las partes altas de las instalaciones de la chancadora y en la parte alta del antiguo Open Pit Raúl. Sobre esta unidad actúan los agentes químicos y físicos que provocan la alteración y fracturación de las rocas a profundidades considerables, prevaleciendo el proceso erosivo.

La unidad morfológica “depresiones con acumulaciones de depósitos cuaternarios” está asociada a los valles relativamente jóvenes como los observados desde el ingreso a las instalaciones de la mina, los cuales presentan relieves ondulados en su base, donde se acumula considerable cantidad de detritos de diverso origen; estos valles fueron labrados siguiendo probablemente lineamientos geológicos estructurales.

4.2.2 Geología regional

A nivel regional, se observa la presencia de rocas volcánico-sedimentarias, identificándose en la columna estratigráfica de piso a techo a la Formación Asia, al Grupo Morro Solar, a las Formaciones Pucusana, Pamplona, Atocongo y Chilca, y más hacia el Sur a los Volcánicos Quilmaná. La edad que se le asigna a esta secuencia va del Jurásico Superior al Cretácico Inferior.

Cortando a la secuencia de rocas volcánico-sedimentarias se presentan rocas intrusivas del Cretácico Medio, pertenecientes al Batolito de la Costa.

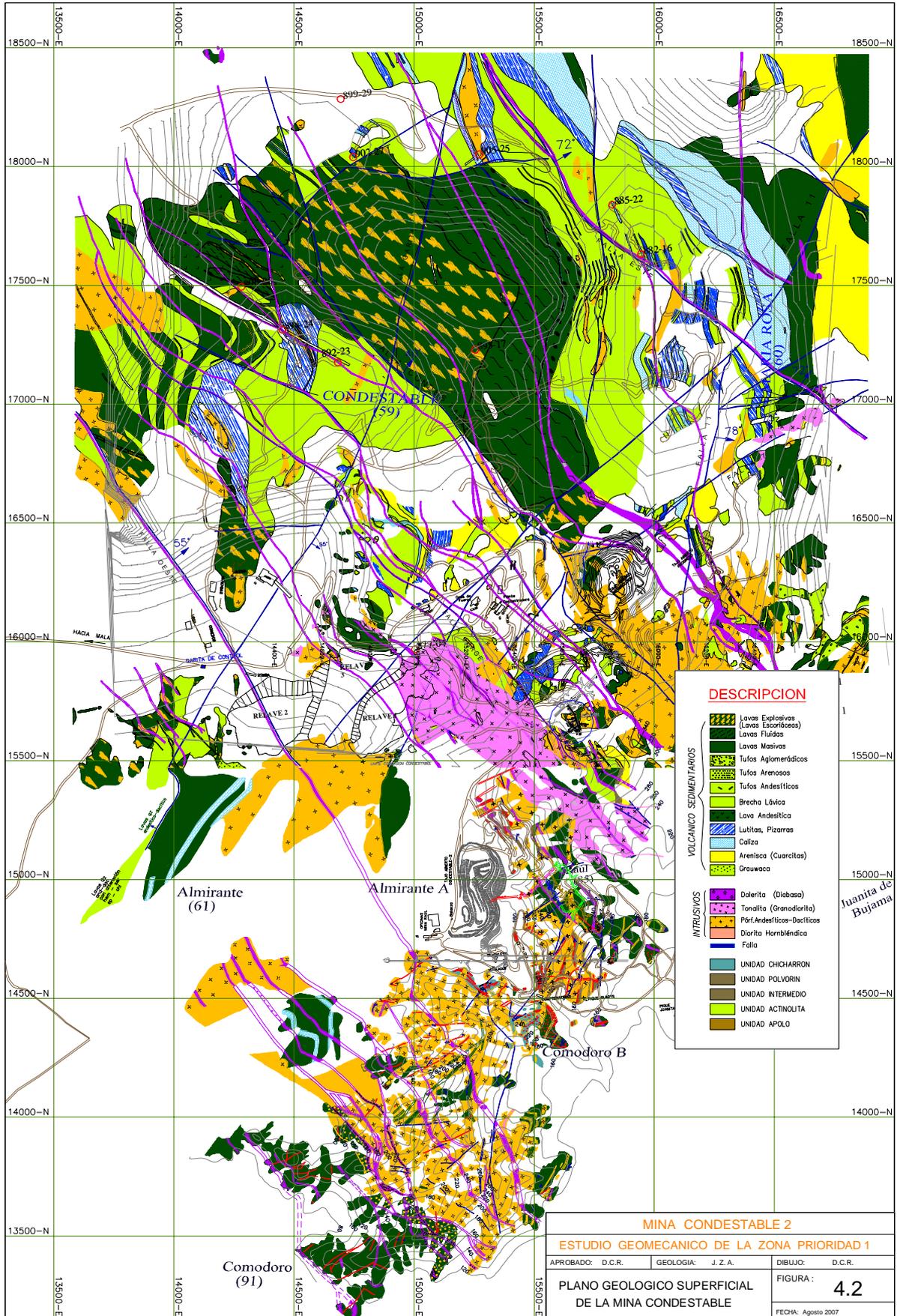
Estructuralmente la secuencia se presenta muy disturbada.

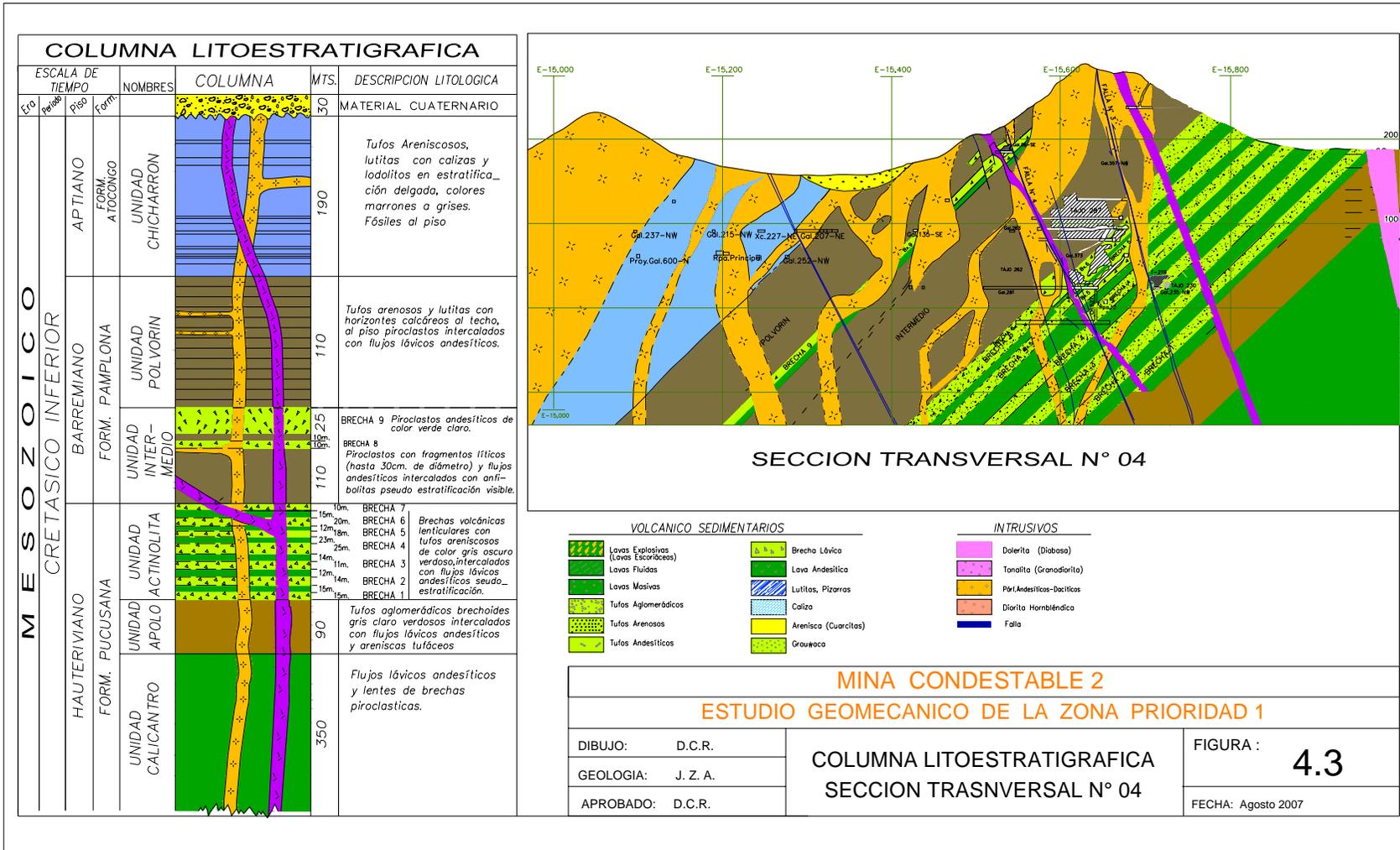
4.2.3 Geología local

Las tres cuartas partes de las concesiones de la Compañía Minera Condestable S.A., están conformadas por una secuencia de rocas volcánico-sedimentarias depositadas en un ambiente marino de aguas poco profundas, el resto está conformado por rocas ígneas intrusivas asociadas al Batolito de la Costa Peruana (ver Figura 4.2).

Localmente esta secuencia ha sido dividida en seis unidades litoestratigráficas, que muestran cambios laterales de facies cortadas por un stock de pórfido andesítico-dacítico y diques de diabasa.

En la Figura 4.3 se puede observar la columna litoestratigráfica, según ésta: las Unidades Calicantro, Apolo y Actinolita pertenecen a la Fm. Pucusana; las Unidades Intermedio y Polvorín a la Fm. Pamplona; y, la Unidad Chicharrón a la Fm. Atocongo.





La **Unidad Calicantro** correlaciona en la parte inferior en forma concordante y continua con el Grupo Morro Solar y constituye la parte inferior de la Formación Pucusana. Consiste de lavas andesíticas porfiríticas con estratificación gruesa y aisladas intercalaciones de aglomerados andesíticos masivos de color verde oscuro y matriz afanítica. Tiene una potencia mayor de 430 m.

En esta unidad la mineralización es diseminada y bandeada, con rellenos en las porosidades de las brechas piroclásticas con minerales de calcopirita, pirita y pirrotita.

La **Unidad Apolo** es la unidad intermedia de la Formación Pucusana, concordante con las unidades inferiores y superiores, su contacto es transicional y continuo. Presenta notorio incremento de sedimentos (calizas, margas, areniscas y grauwas), con estratificación delgada, desarrollo de anfíbolita y ocasionales intercalaciones de piroclásticos en proporción que aumenta hacia el NE del yacimiento. En la parte alta de la sección predominan areniscas tufáceas en bancos gruesos. La potencia estimada de esta unidad es 90 m.

La mineralización es diseminada y bandeada conteniendo calcopirita y pirita, en los tufos aglomerádicos brechoides, donde la caja piso y techo esta intercalada por flujos lávicos andesíticos y areniscas tufáceas.

La **Unidad Actinolita** conforma la parte superior de la Formación Pucusana y es concordante y correlaciona con la Formación Pamplona en la parte superior. Su potencia estimada es de 180 – 200 m. Esta constituida mayormente por andesitas gris verdosas y verde oscuro de textura porfirítica con intercalaciones lenticulares de brechas volcánicas, con desarrollo de cristales aciculares de actinolita. Se han reconocido seis horizontes de brechas con potencias variadas de 10 a 25 m, intercaladas con tufos areniscosos de color gris oscuro verdoso y flujos lávicos andesíticos con una pseudo estratificación y espesores que varían de 12 a 23 m.

La mineralización se presenta en forma diseminada y relleno en las porosidades de las brechas, con contenidos de calcopirita, pirita, pirrotita, sulfuros reemplazando a los anfíboles.

La **Unidad Intermedio** conforma la parte inferior de la Formación Pamplona, en su base correlaciona con la Formación Pucusana y en el tope esta en contacto en forma concordante con la Unidad Polvorín. Potencia estimada 130 m. Está conformada por piroclásticos líticos, lavas andesíticas afaníticas algunas veces con fenocristales de hornblenda, e intercalaciones con lutitas y horizontes calcáreos gris negruzcos, chert crema sucio que sirven de horizontes guías, grauwas y tobas volcánicas en capas delgadas. La estratificación es delgada en las lutitas.

La mineralización se presenta principalmente en la matriz de las brechas y en los tufos aglomerádicos y de grano fino a medio, generalmente en forma de pseudo estratificación. Su composición mineralógica consiste de calcopirita y pirita diseminadas y estratificadas.

La **Unidad Polvorín** es la unidad superior de la Formación Pamplona y correlaciona en su tope con la Formación Atocongo concordantemente. Potencia estimada 135 m. Esta compuesta por bancos gruesos de lavas andesíticas verde oscuro a negruzco y textura afanítica, la andesita se presenta alterada a clorita y calcita. Intercalaciones de piroclásticos, horizontes calcáreos, lutitas y grauwas de tonos marrones que se reconocen en su sección superior. En la parte inferior se reconoce un horizonte de brechas piroclásticas con un espesor de aproximadamente de 25 m.

La mineralización consiste en mantos y diseminaciones de calcopirita, pirita y pirrotita, donde los tufos arenosos y lutitas con horizontes calcáreos conforman el techo y los piroclásticos intercalados con flujos lávicos andesíticos conforman el piso.

La **Unidad Chicharrón** representa a la Formación Atocongo y geológicamente sufre una discordancia con las otras formaciones superiores, lo que pone en evidencia que sufre una fuerte erosión y movimiento tectónico por el Batolito de la Costa y que luego se deposita el material cuaternario antiguo. Está conformado por tufos areniscosos, lutitas con calizas y lodolitas en estratificaciones delgadas, areniscas, tobas. El conjunto tiene coloración marrón a gris. Potencia estimada de 190 m.

La mineralización consiste en mantos definidos con minerales de calcopirita, pirita, magnetita, pirrotita, hematita y los sulfuros remplazando a los anfíboles.

Rocas intrusivas

Diques y sills de pórfidos andesíticos – dacíticos con rumbo NW y NE de forma irregular en toda su extensión, cortan a todas las unidades anteriores descritas produciendo una estrecha zona de metamorfismo. Por tectonismo, muchos de sus contactos se presentan fallados, su mayor potencia alcanza hasta 35 m.

Por otro lado, también se presentan diques doleríticos con rumbo NNE y NW y buzamientos subverticales, estos tienen forma alargada con espesores de hasta 15 m., estas son las estructuras mas recientes.

Depósitos cuaternarios

Cubriendo al basamento rocoso en el área se presentan depósitos proluviales, deluviales y coluviales.

4.2.4 Geología estructural

Las unidades litoestratigráficas descritas se encuentran inclinadas hacia el Oeste con buzamientos entre 30° y 45° al SW y rumbo promedio N25°W. Se observan ocasionalmente pliegues de algunas decenas de centímetros al techo de la Unidad Chicharrón por su cercanía al potente sills de porfido andesítico-dacítico.

La secuencia volcánico-sedimentaria está afectada por dos importantes sistemas de fallas locales:

- Sistema de fallas rumbo NNE-NE con buzamientos de 70° a 90°SE
- Sistema de fallas rumbo NNW con buzamientos de 60°-90°NE

En el Capítulo 4 (Investigaciones Geomecánicas) se presentan en forma detallada los resultados de la caracterización de la masa rocosa, en el que se incluye las características estructurales del área estudiada, referente a la presencia de estructuras mayores y menores.

4.2.5 Geología económica

La mineralización, principalmente de cobre y fierro, se encuentra en forma de vetas, mantos por reemplazamiento de capas calcáreas, así como disseminaciones y rellenos de porosidad en brechas volcánicas y tufos estratificados.

Estas estructuras se encuentran mineralizadas con calcopirita, bornita, pirita, pirrotita, magnetita, hematita, escapolita, calcita, cuarzo y anfíboles; localmente se observa la presencia de molibdenita, esfalerita y galena. Los minerales económicos son la calcopirita y la bornita, y como subproductos de los concentrados el oro y la plata.

Los mantos ocurren principalmente en las Unidades Chicharrón y Apolo, con potencias de hasta 6 m; su continuidad es interrumpida por fallas e intrusiones de pórfido andesítico-dacítico y diabasa.

Los disseminados ocurren en las Unidades Apolo, Polvorín e Intermedio, y ocasionalmente en el pórfido dacítico. Algunas veces constituyen grandes cuerpos de forma irregular.

Las brechas se presentan en las Unidades Actinolita y en el techo de Intermedio y tienen forma y dimensiones variadas.

Las vetas generalmente son transversales a los mantos, tienen buzamientos subverticales y han sido reconocidas en sus rumbos entre 100 y 600 m; el relleno mineral es de tipo rosario.

Según el inventario de reservas de la Compañía Minera Condestable S.A., las reservas geológicas probadas son de 2'035,095 TM con una ley de Cu de 1.45 %.

4.3 Explotación de la mina

La Mina Raúl fue explotada hasta el año 1997 por la Compañía Minera Pativilca S.A. del Grupo Mauricio Hochschild & Cía. S.A.C. A partir de 1999, esta mina pasó a propiedad de Compañía Minera Condestable S.A. cambiando de nombre a Mina Condestable 2. Su producción actual es de 5,500 TM/día con ley de corte de 1.45 %.

Los niveles principales de la mina son: Nvs. +70, +60, +40, 0, -30, -45, -65, -80, -100, -120, -140, -160 y -180. La diferencia en metros de las nomenclaturas de los niveles corresponde a las alturas entre estos niveles, las cuales varían de 10 a 30 m.

Los accesos principales a la mina son las Rampas Principal, Wilcox y Fico, de estas tres rampas las dos últimas están operativas. Los niveles superiores (Nvs. +70, +60 y +40) tienen acceso desde superficie.

Para propósitos operativos, la mina está dividida en dos zonas: la Zona Alta, del Nv. -30 hacia arriba, y la Zona Baja, del Nv. -65 hacia abajo.

Se aplican métodos de minado mecanizado (tajeos abiertos por subniveles) y convencionales (shrinkage y cámaras y pilares).

El método de minado tajeos abiertos por subniveles (sublevel open stoping), se aplica en los cuerpos mineralizados más grandes, con longitudes de tajeos hasta 100 m, potencias de 5 a 20 m y alturas de 30 a 60 m. La perforación es en abanico en 360°, o paralela vertical hacia arriba o hacia abajo, con diámetro de taladros de 2.5" y longitudes de 20 m. La malla de perforación es cuadrada con espaciamiento de taladros de 1.70 a 1.75 m. El explosivo utilizado es el Superfan (aluminizado) con cebo emulsión Emulor 3000. La limpieza del mineral se efectúa con scoops a través de ventanas (drawpoints). No se utiliza ningún tipo de sostenimiento ni relleno, todas las cavidades quedan vacías.

El shrinkage es aplicado en las partes estrechas subverticales de las vetas y en algunos mantos, donde las potencias varían desde 1 m hasta 4 – 5 m. La longitud de los tajeos es de 100 en el rumbo, dividiéndose en dos bloques de 50 m cada uno, en algunos casos se dejan pilares, en otros se extrae todo el mineral. La altura de los tajeos es de 30 m, dejándose en los niveles puentes cómo mínimo 4 a 5 m de altura. Cuando se trata de veta, se corre la longitud lo más rápido posible debido a que los ramales y otras vetas fallan. La limpieza del mineral se realiza a través de ventanas, mediante scoops. No se sostiene ni se rellena.

El método de cámaras y pilares se aplica en los mantos y brechas con buzamiento promedio de 40° y potencias de 2 a 15 m, en casos muy raros en vetas echadas. Por lo

general se recuperan los pilares, dejando solo los puentes de los niveles o pilares en las zonas de cruce de fallas. La limpieza del mineral es solo por gravedad, solo en los tajeos Chicharrón se usan winches. No se sostiene ni se rellena.

La perforación y voladura convencional se realiza con taladros de 31 a 36 mm, longitudes mínimas de 5' y longitudes máximas de 10'. El explosivo es Superfan y Emulsión con guía blanca y fulminante. En vetas se usa Anfo, de lo contrario las cajas son muy afectadas y consecuentemente inestables.

La extracción del mineral desde la mina hasta la planta es a través de volquetes de 30 TM, que son cargados por los scoops.

Los planes futuros de minado contemplan la explotación descendente del yacimiento. Durante estos años se ha estado explotando las reservas de los Nvs. +70, +60 y +40 y hacia abajo hasta el Nv. -30. Para los años próximos se están dejando las reservas del Nv. -65 hacia abajo. También se tiene en mente recuperar las reservas remanentes de la Zona Intermedio Central. Las exploraciones procederán fuera de las áreas de trabajo.

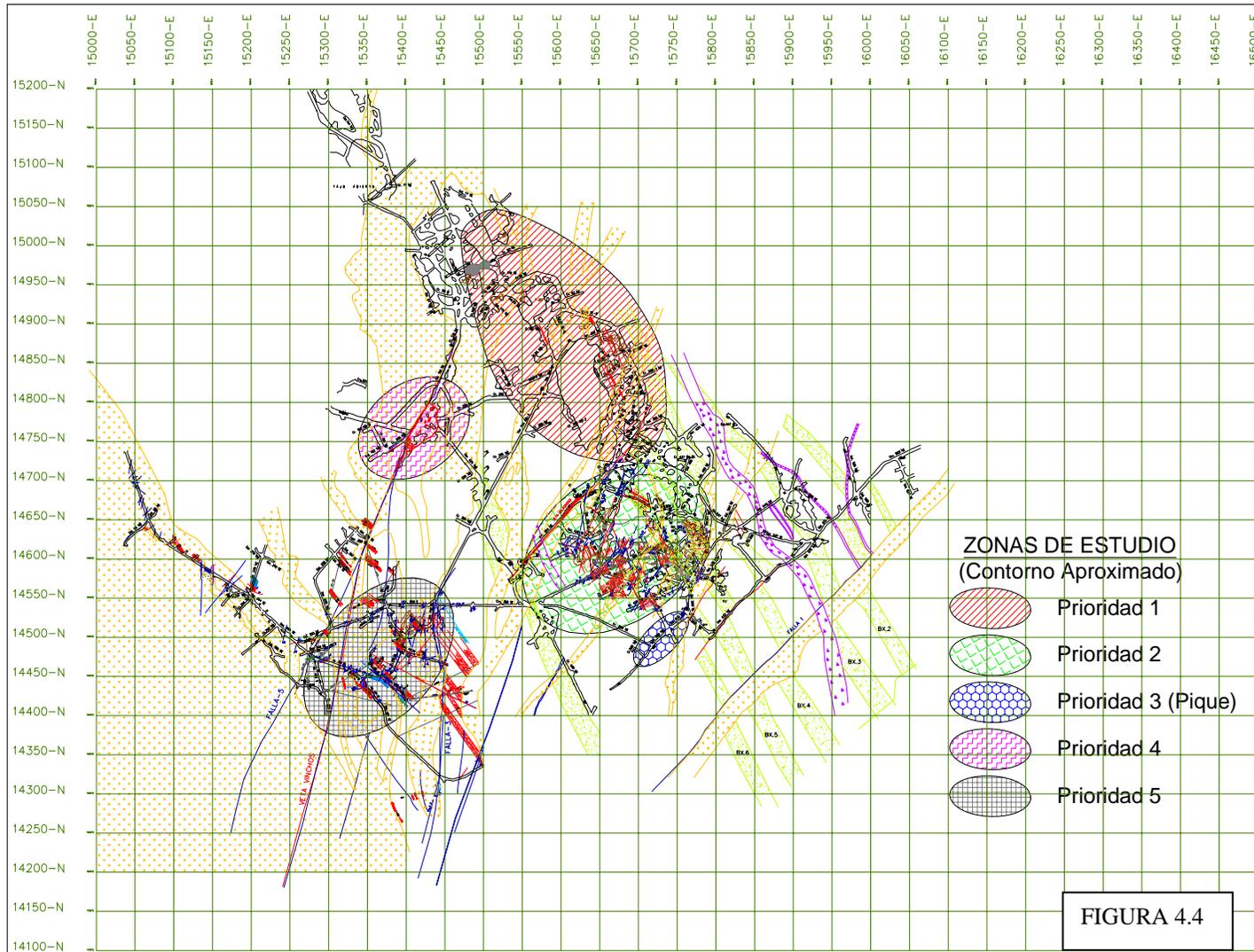
4.4 Delimitación de la zona de estudio

Compañía Minera Condestable S.A., priorizó las zonas de estudio. En la Figura 4.4 se presentan las áreas priorizadas. El estudio que aquí se presenta corresponde a la Zona Prioridad 1.

La Zona Prioridad 1 se ubica aproximadamente entre las coordenadas: 14,750N – 15,000N y 15,500E – 15,700E. Dentro de esta zona se encuentran una serie de cuerpos mineralizados, siendo los más importantes desde el punto de vista de su tamaño los cuerpos mineralizados Intermedio Central e Intermedio Norte. Todos estos cuerpos en su mayor parte han sido explotados por el anterior propietario de la mina, sin embargo actualmente hay importantes remanentes de reservas que Condestable S.A. piensa recuperarlos en la medida de lo posible. Las ubicaciones del mineral remanente pueden observarse en los planos y secciones presentados en este estudio.

La priorización de esta zona atiende al hecho de que en ella se encuentran una serie de cavidades grandes y vacías, la cavidad más grande es la que corresponde al cuerpo Intermedio Central cuyas dimensiones aproximadas son 140 m de longitud, 70 m de ancho y 75 m de altura. Otra cavidad grande corresponde al cuerpo Intermedio Norte, con 110 m de longitud, 35 m de ancho y 55 m de altura. El resto de las cavidades tienen dimensiones menores.

Durante el tiempo que viene operando la mina la Compañía Minera Condestable S.A., han estado ocurriendo inestabilidades locales considerables principalmente en la cavidad Intermedio Central, y desde que en las áreas circundantes a esta cavidad se ubican labores principales de acceso a las áreas de producción, es importante su evaluación geomecánica.



CAPÍTULO V

5.0 INVESTIGACIONES GEOMECÁNICAS BÁSICAS

5.1 Generalidades

En este capítulo se sigue la metodología de preparación de la información geomecánica básica señalada en el Acápite 2.3 de esta tesis. Para ello, fue necesario realizar investigaciones de campo, pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete, utilizando técnicas adecuadas seleccionadas de las alternativas disponibles.

Las investigaciones geomecánicas proporcionan información concerniente con el modelo geológico y el modelo geomecánico. Toda esta información es necesaria para luego poder ser integrada en el modelo matemático.

5.2 Caracterización de la masa rocosa

5.2.1 Mapeos geotécnicos

Para la caracterización de la masa rocosa del área de estudio, se registraron datos a partir de mapeos geotécnicos de campo, en exposiciones rocosas de las labores mineras subterráneas y en testigos de las perforaciones diamantinas.

En las exposiciones rocosas de las labores subterráneas, el mapeo geotécnico se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (En), representada por un tramo de extensión variable de la roca expuesta. En total se realizaron mapeos en 100 celdas o estaciones de medición para cubrir toda el área de estudio.

Durante el mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas también se registraron las discontinuidades principales, las mismas que fueron puestas en los planos geológicos estructurales que se presentan en esta tesis. Esta información adicional, complementa la información que se tenía disponible en la mina Condestable 2 como producto del trabajo de rutina del personal del departamento de Geología.

Los mapeos geotécnicos de los testigos de perforaciones diamantinas fueron realizados en 9 sondajes efectuados por Minera Condestable S.A. como parte de sus labores de exploración del yacimiento.

Los parámetros de observación y medición en ambos casos fueron aquellos mencionados en el Acápite 2.3.1 de esta tesis. Estos parámetros son los sugeridos por las normas de la ISRM (Brown, 1981). En el Apéndice 1 y 2 se presentan respectivamente ejemplos de los formatos de mapeo rellenos, para

el caso de exposiciones rocosas (2 estaciones o celdas) y para el caso de testigos de las perforaciones diamantinas (4 taladros). Esta es la data principal tomada en el campo para caracterizar la masa rocosa del área de estudio.

5.2.2 Aspectos litológicos

En el Capítulo IV se ha presentado en forma detallada la geología de la Mina Condestable 2, incluyendo los aspectos litológicos. De esta información, de los mapeos geotécnicos y de las observaciones de campo, se resume que en la Zona Prioridad 1 se presentan rocas volcánico sedimentarias conformadas principalmente por lavas andesíticas, tufos y aglomerados, y brechas piroclásticas. Cortando a estas rocas se observa la presencia de rocas intrusivas conformadas por diques de pórfidos dacítico-andesíticos y en menor extensión por diques doleríticos (ver planos y secciones presentados en esta tesis).

La mineralización está asociada mayormente a los tufos y a las brechas. Las reservas minerales remanentes se presentan generalmente formando mantos y también algunas vetas, circundados por lava andesítica. La orientación de estas estructuras es concordante con la orientación de las unidades litoestratigráficas (N25°-30°W, 30°-40°SW).

5.2.3 Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS Versión 3.12 elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek (1995) el Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá). Se ha preferido utilizar esta versión por las facilidades de salidas gráficas que presenta. También se ha utilizado la Versión 5.103 (2004) de Rocscience Inc.

Ejemplos de los detalles de los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se muestran en los Planos Geológicos Estructurales (Láminas 1 a 11). Los análisis que en seguida se efectúan están referidos a las estructuras en general (compósito), a las estructuras mayores y a las estructuras menores.

Estructuras en general:

Aquí se incluyen a los diferentes tipos de discontinuidades registradas en toda el área de estudio: diaclasas, fallas, fallas de contacto, fallas vetas, pseudo estratos o juntas de estratificación, vetillas, etc. Los resultados del procesamiento de datos con el programa DIPS Versión 5.103, se presentan en las Figuras 5.1 a 5.4: respectivamente, los diagramas estereográficos de dispersión de polos, contornos y círculos máximos, y el diagrama de roseta.

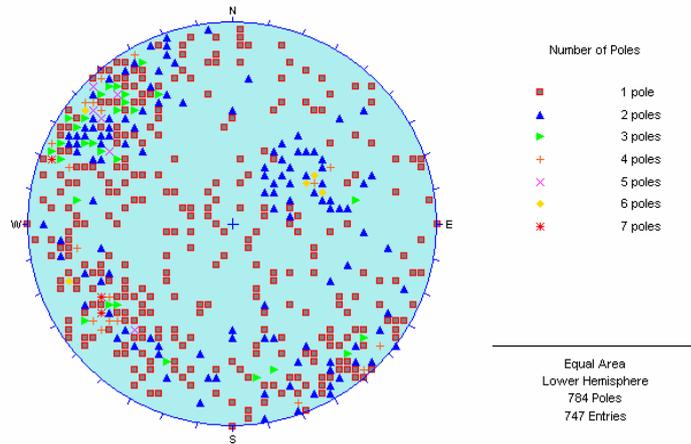


Figura 5.1: Diagrama estereográfico compuesto de dispersión de polos de la Zona Prioridad 1. El 59 % corresponden a diaclasas, el 30 % a fallas, el 8 % a pseudo estratos, y el resto (3 %) a otros tipos de discontinuidades.

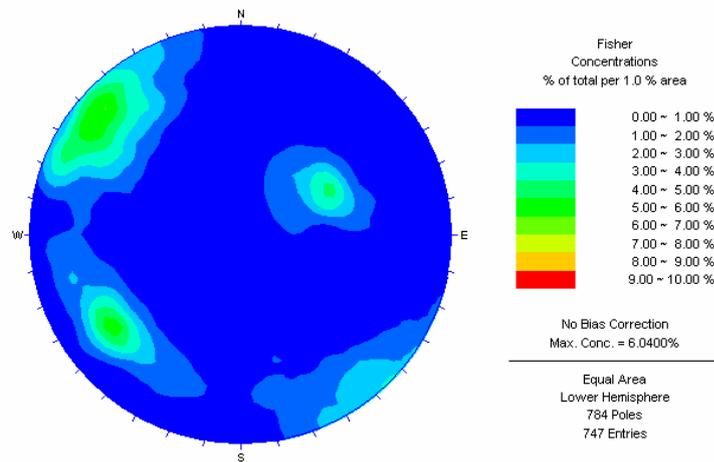


Figura 5.2: Diagrama estereográfico compuesto de contornos de la Zona Prioridad 1.

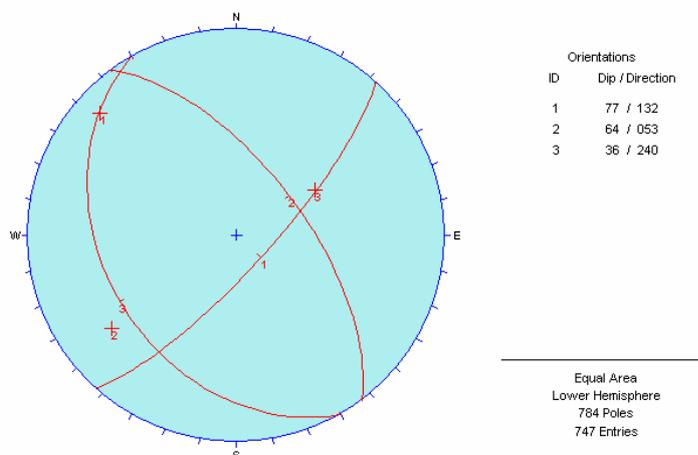


Figura 5.3: Diagrama estereográfico compuesto de círculos máximos - Zona Prioridad 1

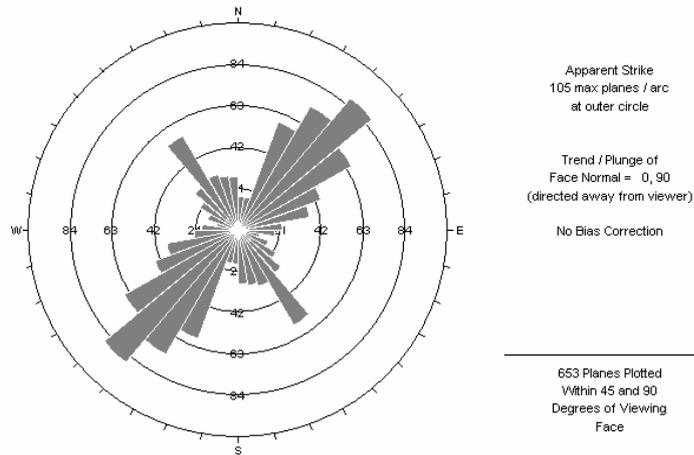


Figura 5.4: Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades estructurales – Zona Prioridad 1.

Como se puede apreciar en estos resultados, están marcadamente bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales:

Sistema 1.- Es el más importante y dominante, conformado principalmente por diaclasas y fallas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 132° y buzamiento promedio de 77° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N42^\circ E$ y $77^\circ SE$.

Sistema 2.- Sigue en importancia, conformado mayormente por diaclasas y en menor grado por fallas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 053° y buzamiento promedio de 64° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N37^\circ W$ y $64^\circ NE$.

Sistema 3.- El menos importante, conformado principalmente por pseudo estratos y en mínimo grado por diaclasas y otros tipos de discontinuidades. Tiene dirección de buzamiento promedio de 240° y buzamiento promedio de 36° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N30^\circ W$ y $36^\circ SW$.

Estructuras mayores:

Aquí se agrupan a los diferentes tipos de fallas que ocurren en toda el área de estudio. En la Figura 5.5 se muestra el diagrama de polos, de contornos y de círculos máximos de estas estructuras. Se puede apreciar en este caso, que están muy bien definidos dos sistemas típicos de fallamientos:

Sistema 1.- Con dirección de buzamiento promedio de 132° y buzamiento promedio de 77° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N42^\circ E$ y $77^\circ SE$. Prácticamente es el mismo Sistema 1 precedentemente definido para el compósito de discontinuidades estructurales.

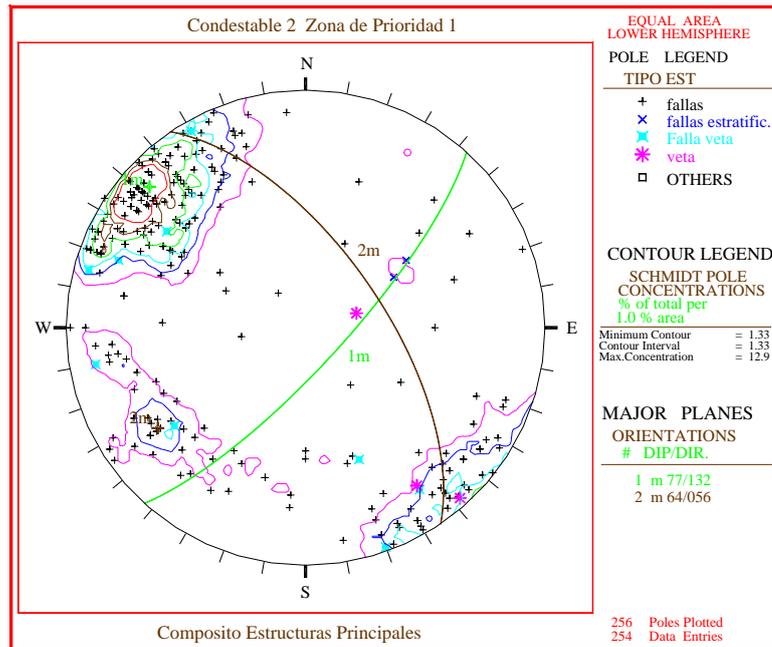


Figura 5.5: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras mayores o principales de la Zona Prioridad 1.

Sistema 2.- Con dirección de buzamiento promedio de 056° y buzamiento promedio de 64° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N36^\circ W$ y $64^\circ NE$. Prácticamente es el mismo Sistema 2 precedentemente definido para el compósito de discontinuidades estructurales.

Las estructuras mayores más importantes de la Zona Prioridad 1 son la Falla 3 y la Falla 4 (ver Láminas 1 a 11). Estas fallas pertenecen al Sistema 1 de discontinuidades estructurales y deberán ser consideradas como estructuras particulares en el modelamiento matemático.

El Sistema 2 de discontinuidades estructurales en general presenta fallas de menor persistencia respecto al Sistema 1.

Estructuras menores:

Como estructuras menores aquí se agrupan principalmente a las diaclasas y a los pseudos estratos (o juntas de estratificación) presentes en toda el área de estudio. En la Figura 5.6 se muestra el diagrama estereográfico de polos, de contornos y de círculos máximos. Se puede apreciar en este caso, que están muy bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales menores y un sistema secundario:

Sistema 1.- Con dirección de buzamiento promedio de 125° y buzamiento promedio de 71° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N35^\circ E$ y $71^\circ SE$. Prácticamente es el mismo Sistema 1 precedentemente definido, en este caso formado también por diaclasas.

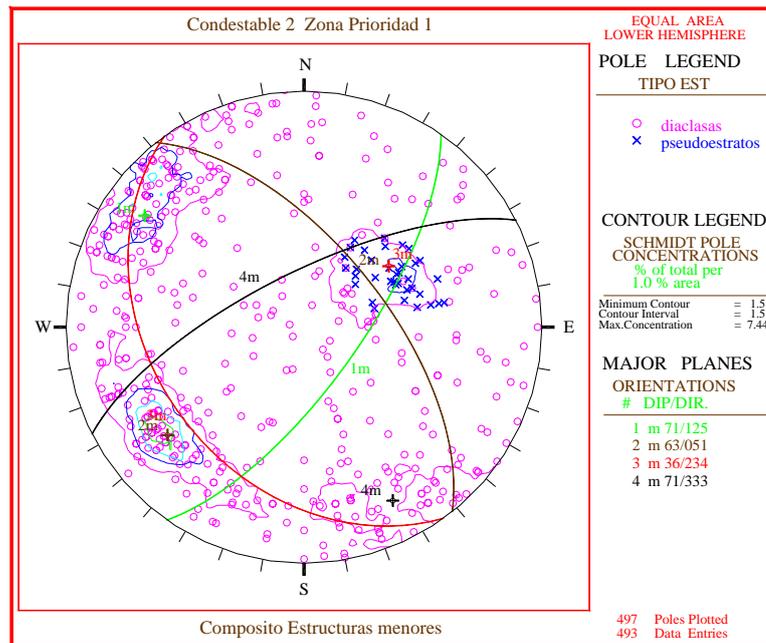


Figura 5.6: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores de la Zona Prioridad 1.

Sistema 2.- Con dirección de buzamiento promedio de 051° y buzamiento promedio de 63° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N39^\circ W$ y $63^\circ NE$. Prácticamente es el mismo Sistema 2 precedentemente definido y conformado principalmente también por diaclasas.

Sistema 3.- Con dirección de buzamiento promedio de 234° y buzamiento promedio de 36° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N36^\circ W$ y $36^\circ SW$. Prácticamente es el mismo Sistema 3 precedentemente definido y conformado principalmente por pseudo estratos.

Sistema 4.- Con dirección de buzamiento promedio de 333° y buzamiento promedio de 71° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N63^\circ E$ y $71^\circ NW$. Este sistema es secundario, con presencia localizada.

Sistemas de discontinuidades según tipos de rocas:

En las Figuras 5.7 a 5.10 se muestran los diagramas estereográficos de polos y contornos de todas las discontinuidades estructurales registradas en la zona de evaluación por tipos de rocas. Según estas figuras:

- En la lava andesítica están muy bien desarrollados los Sistemas 1, 2 y 3 de discontinuidades estructurales. Ver Figura 5.7.
- En el pórfido dacítico están muy bien desarrollados los Sistemas 1 y 2, y débilmente desarrollado el Sistema 3 de discontinuidades estructurales.

Adicionalmente, es en este tipo de roca donde se presenta el Sistema 4 definido precedentemente. Ver Figura 5.8.

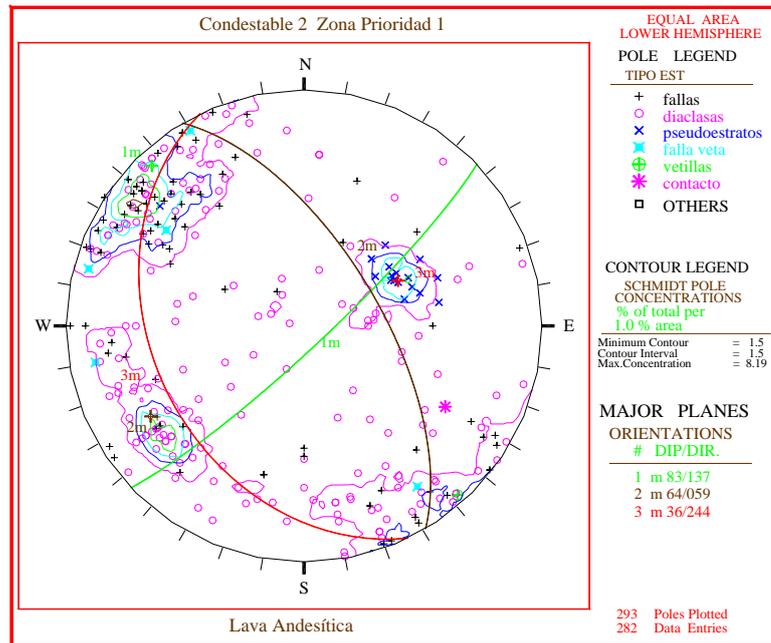


Figura 5.7: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a la lava andesítica de la Zona Prioridad 1.

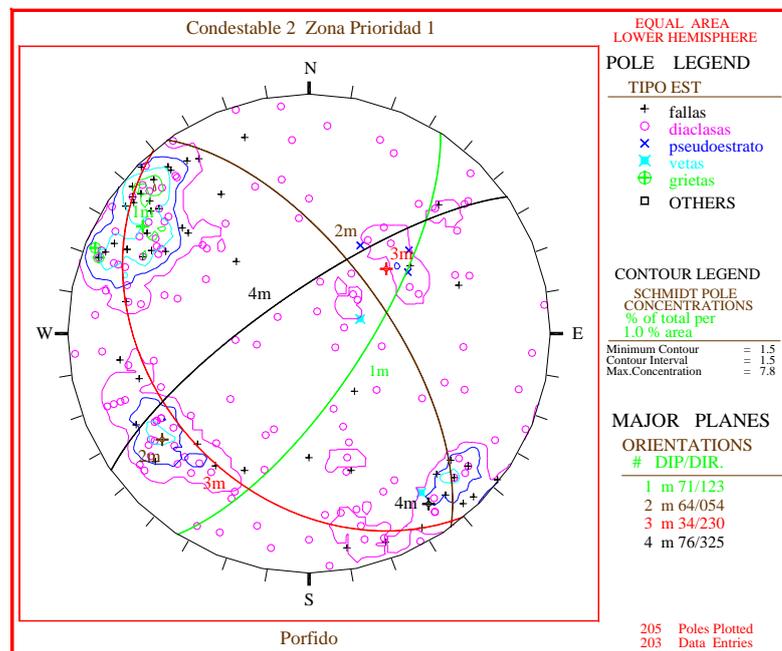


Figura 5.8: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas al pórfido dacítico de la Zona Prioridad 1.

- En los tufos están bien desarrollados los Sistemas 1 y 2, y moderadamente desarrollado el Sistema 3 de discontinuidades. Ver Figura 5.9.

- En la Brecha están muy bien desarrollados los Sistemas 1, 2 y 3 de discontinuidades estructurales. Ver Figura 5.10.

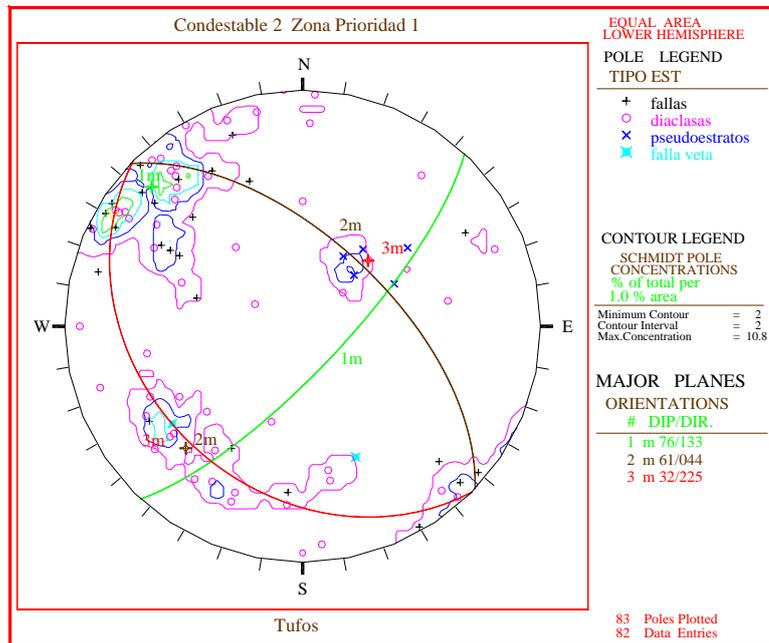


Figura 5.9: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a los tufos de la Zona Prioridad 1.

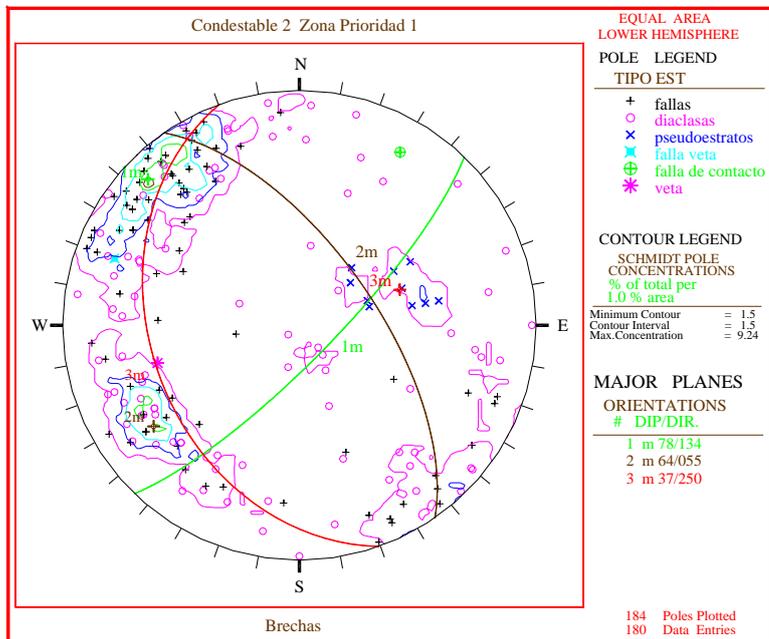


Figura 5.10: Diagrama de polos, contornos y círculos máximos de estructuras menores asociadas a las brechas de la Zona Prioridad 1.

En general, en todos los tipos de rocas presentes en la Zona Prioridad 1 el arreglo estructural de la masa rocosa es similar.

Resumen de resultados:

Como conclusión podemos señalar que en toda el área de estudio “Zona Prioridad 1” se presentan típicamente tres sistemas de discontinuidades estructurales:

- El Sistema 1, de rumbo N42°E y buzamiento 77°SE (valores promedios), involucrando principalmente a diaclasas y fallas, perteneciendo a este sistema las principales Fallas 3 y 4.
- El Sistema 2, de rumbo N37°W y buzamiento 64°NE (valores promedios), involucrando principalmente diaclasas y en menor grado fallas.
- El Sistema 3, de rumbo N30°W y buzamiento 36°SW (valores promedios), involucrando mayormente a pseudo estratos o juntas de estratificación y a otros tipos de discontinuidades menores.

Solo en el caso del pórfido dacítico se observa la presencia de un cuarto sistema secundario de discontinuidades, el Sistema 4: con rumbo N63°E y buzamiento 71°NW, formado principalmente por diaclasas. Este Sistema 4 se podría presentar en forma localizada en los otros tipos de rocas.

Los Sistemas 1 y 2 están muy bien desarrollados en todos los tipos de rocas, el Sistema 3 está mejor desarrollado en la lava andesítica y en la brecha, moderadamente desarrollado en los tufos y débilmente desarrollado en el pórfido dacítico-andesítico. El Sistema 4 se manifiesta mejor en el pórfido dacítico andesítico.

El rumbo de las discontinuidades del Sistema 1 se presenta aproximadamente perpendicular a los rumbos de las discontinuidades de los Sistemas 2 y 3. Estos Sistemas 2 y 3 se presentan con buzamientos opuestos y son aproximadamente perpendiculares.

Hasta aquí queda definido claramente el arreglo estructural de la masa rocosa. Esta información posteriormente será utilizada para evaluar la estabilidad de las excavaciones controladas por este arreglo estructural.

5.2.4 Aspectos estructurales

Las características estructurales o lo que es lo mismo las características geomecánicas de las discontinuidades se han establecido aquí mediante tratamiento estadístico de la información registrada en los mapeos geotécnicos (ver ejemplos de data de los Apéndices 1 y 2), la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades identificadas como sistemas de estructuras geológicas:

Fallas:

Las fallas del Sistema 1 tienen espaciamentos por lo general de 2 a 10 m (promedio 5 m), en las lavas andesíticas y tufos ocurren los mayores espaciamentos mientras que en el pórfido dacítico y brechas los menores espaciamentos. La persistencia es de decenas de metros y en algunos casos centenas de metros. Las Fallas 3 y 4 de este sistema tienen carácter regional.

Las fallas del Sistema 2 tienen espaciamentos de 2 a 13 m (promedio 8 m), en las lavas andesíticas, pórfido dacítico-andesítico y tufos, ocurren los mayores espaciamentos mientras que en las brechas los menores espaciamentos. La persistencia en estas fallas es menor que la del Sistema 1.

En general, estas estructuras principales están rellenas con materiales de brechas, panizo, mineral, carbonatos, sulfatos y materiales oxidados, con espesores mayormente entre 10 y 45 cm. Las aperturas son menores de 5 mm y área de influencia de 0.5 a 1.0 m. Las superficies de las caras son lisas a ligeramente rugosas. Estas estructuras son favorables a las filtraciones de agua subterránea, puesto que se observa en algunas de ellas condiciones de goteo.

Diaclasas:

Estas discontinuidades menores por lo general presentan espaciamentos de 20 cm a 60 cm, persistencias de 1 a 10 m, aperturas menores a 1 mm, paredes ligeras a moderadamente rugosas, rellenos de carbonatos y óxidos con espesores generalmente menores de 5 mm, en ciertos casos algo mayores llegando hasta 2 cm, sanas a ligeramente intemperizadas, y condiciones de agua subterránea de secas a húmedas.

Juntas de estratificación:

Las juntas de estratificación del Sistema 3 que mayormente se dan en las lavas andesíticas presentan espaciamentos de 30 a 60 cm, persistencias mayores a 20 m, aperturas menores que 1 mm, paredes lisas, con material de relleno de óxidos y carbonatos de suaves a duros hasta 2 cm, ligeramente alterada, las condiciones de agua subterránea son favorables ya que se presentan en estado seco.

5.3 Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar a la masa rocosa se utilizaron los criterios de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989) y el Sistema Q de Barton (1974).

Adicionalmente, se usó el GSI (Geological Strength Index) de Hoek & Marinos (2000) para estimar las propiedades de resistencia de la masa rocosa.

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados mas adelante en el Acápite 5.5.1. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1976), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se obtuvieron valores del RQD directamente en los testigos de las perforaciones diamantinas durante el mapeo geotécnico de los mismos.

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en los ejemplos de formatos de los Apéndices 1 y 2 y en los ejemplos de Planos Geomecánicos (Láminas 12 a 22). En la siguiente tabla un resumen de los mismos.

Tabla 5.1
Clasificación de la masa rocosa
Resumen de resultados

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio RMR	Promedio Q	Calidad de la masa rocosa según RMR
Lava andesítica	51-68	63	8.26	Buena
Pórfido dacítico andesítico	49-67	58	4.74	Regular a Buena
Tufos	39-63	55	3.39	Regular a Buena
Brechas	34-64	49	1.74	Regular

Cabe indicar que en los tufos y en las brechas están involucradas tanto la roca estéril como la roca mineralizada, esto atiende al hecho de que durante los trabajos de campo se observó similitud en cuanto a las características de calidad y resistencia de la roca estéril y mineralizada de los dos tipos de rocas indicadas, posteriormente esto fue confirmado por el análisis de los datos de campo y por los ensayos de laboratorio.

Según lo indicado en la Tabla 5.1, la lava andesítica es la que presenta mejores condiciones de calidad (roca BUENA), los pórfidos dacíticos andesíticos y los tufos corresponden a rocas de calidad REGULAR a BUENA, y las brechas son de calidad REGULAR.

5.4 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Como se mencionó en el Acápite 2.3.4 de esta tesis, el análisis de los resultados de la aplicación de los métodos de cálculo de la mecánica de rocas y los criterios de diseño son válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares, por lo que es importante delimitar las áreas de características similares u homogéneas, tomando en cuenta los aspectos litológicos, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características estructurales de las discontinuidades y la calidad de la masa rocosa.

Para nuestro caso, según los resultados del análisis de distribución de discontinuidades (Acápite 5.2.3), y los resultados de la clasificación de la masa rocosa (Acápite 5.3), se establece que los dominios estructurales están asociados a los tipos

de rocas presentes en toda el área de estudio. Como los principales tipos de rocas son la lava andesítica, el pórfido dacítico-andesítico, los tufos y las brechas, luego hay cuatro zonas geomecánicas o dominios estructurales. Este es el criterio de la zonificación geomecánica adoptado para el presente caso de estudio.

Con las consideraciones dadas, se ha hecho una zonificación tridimensional del área de estudio, manualmente, presentándose los resultados en los planos (Láminas 23 a 33) y secciones (Láminas 34 a 48) de zonificación geomecánica y un resumen en la Tabla 5.2.

Tabla 5.2
Zonificación geomecánica de la masa rocosa
Resumen de resultados

Zona o dominio geomecánico	Tipo de roca	Promedio RMR	Clase de Roca	Calidad de la masa rocosa según RMR
A	Lava andesítica	63	II	Buena
B	Pórfido dacítico andesítico	58	III-II	Regular a Buena
C	Tufos	55	III-II	Regular a Buena
D	Brechas	49	III	Regular

Se indica que en este estudio se utilizan indistintamente para el mismo fin los términos “zona” o “dominio” geomecánico. En la Tabla 5.2 se puede observar que se ha adoptado letras mayúsculas del abecedario para codificar cada dominio estructural.

5.5 Propiedades físico mecánicas de la roca

5.5.1 Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Los valores de σ_c fueron obtenidos mediante los siguientes procedimientos:

- Ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza, durante los trabajos de mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas, siguiendo las normas ISRM.
- Ensayos de compresión uniaxial efectuados en laboratorio de mecánica de rocas como parte de esta tesis.
- Resultados de ensayos de laboratorio de reportes pasados.

Resultados de los ensayos con el Martillo Schmidt

Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico, se han realizado ensayos de dureza con el Martillo Schmidt, a fin de estimar la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta. Si bien el valor obtenido

con este ensayo es de menor precisión que un ensayo de laboratorio, sin embargo, debido a la gran cantidad de ensayos ejecutados in-situ en los diferentes tipos de rocas y diferentes niveles de la mina, da un valor mas representativo de toda el área de estudio. Los resultados de estos ensayos se presentan en las Figuras 5.11 al 5.14 según tipos de roca:

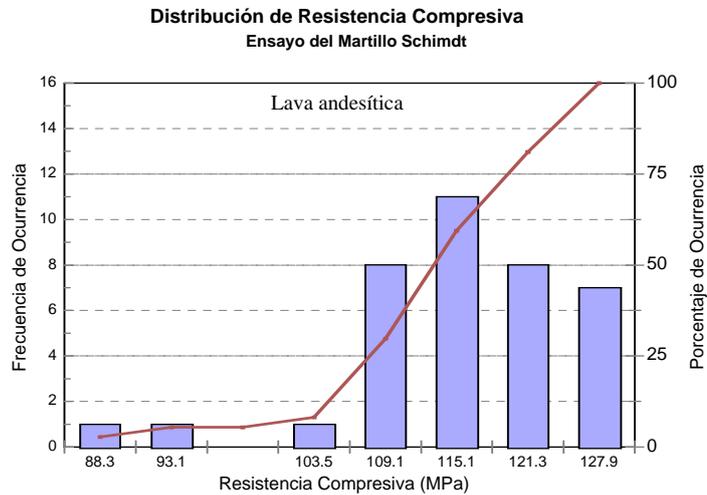


Figura 5.11: Distribución de resistencia compresiva - Lava andesítica

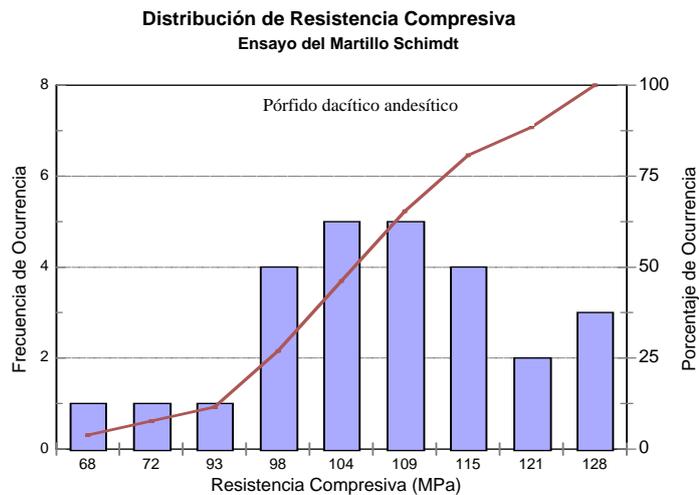


Figura 5.12: Distribución de resistencia compresiva - Pórfido dacítico-andesítico

Para el caso de las lavas andesíticas, el valor promedio de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta es de 115 MPa y un rango de 105 a 125 para una certeza del 80%. Para el caso del pórfido dacítico-andesítico el valor promedio de la resistencia compresiva no confinada es de 105 MPa y un rango de 90 a 120 para un 80% de certeza.

Para el caso de los tufos, el valor promedio de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta es de 110 MPa y un rango de 90 a 130 para una

certeza del 80%. Se engloba dentro de los tufos a la roca estéril y a la roca mineralizada.

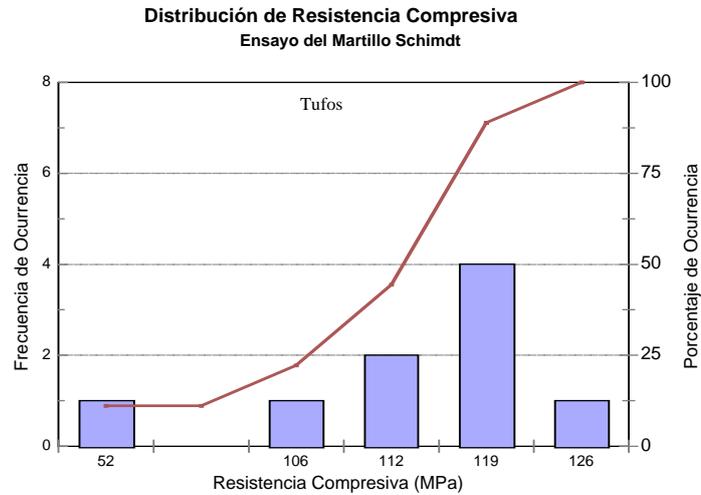


Figura 5.13: Distribución de resistencia compresiva - Tufos

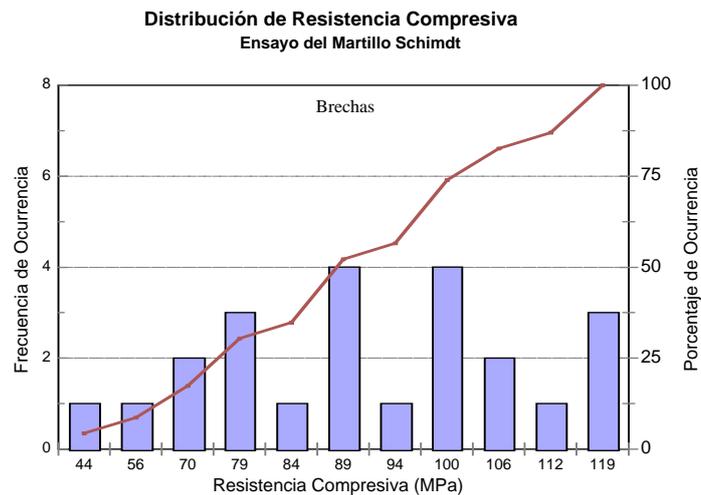


Figura 5.14: Distribución de resistencia compresiva - Brechas

Para el caso de las brechas el valor promedio de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta es de 90 MPa y un rango de 75 a 105 para un 80% de certeza.

Resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

Se efectuaron ensayos de compresión uniaxial en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la FIGMM de la UNI. Cabe señalar que estos ensayos fueron realizados en prácticamente todos los tipos de rocas presentes en la Mina Condestable 2, con miras a cubrir en el futuro la evaluación de todas las Zonas de Prioridad. En la Tabla 5.3 se presenta un resumen de los resultados de los ensayos de laboratorio referidos a la resistencia compresiva no confinada de

las rocas intactas involucradas con la Zona Prioridad 1, de la cual tratamos en esta tesis.

Tabla 5.3
Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta
Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM_UNI

Tipo de roca	Resistencia compresiva no confinada* – MPa
Lava andesítica	146
Pórfido dacítico andesítico	101
Tufos	121
Brechas	90

Nota: (*) Valores promedios

Resultados de ensayos de laboratorio de reportes pasados

La firma Piteau Associates Engineering Ltd., en el año 1986, encargó al Laboratorio de Mecánica de Rocas del INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico), la ejecución de 15 ensayos de compresión no confinada con registro de las deformaciones axial y diametral para el cálculo de las constantes elásticas, y 232 ensayos de carga puntual también para evaluar la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta. Los resultados de todos estos ensayos se muestran en la Tabla 5.4.

Tabla 5.4
Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta
Resultados de ensayos de laboratorio de reportes pasados

Tipo de ensayo	Tipo de roca	Nº de ensayos	Índice de Carga Puntual "Is" (MPa)	Resistencia Compresiva Uniaxial "σc" (MPa)	Módulo de Young E (GPa)	Relación de Poisson ν
Compresión Uniaxial	Andesita	7	-	176	7.0	0.24
	Dacita	5	-	118	5.6	0.32
Índice de Carga Puntual	Andesita	163	14.7	353	-	-
	Dacita	69	12.9	310	-	-

A fin de establecer la resistencia compresiva más representativa de cada uno de los tipos de rocas involucradas en la Zona Prioridad 1, en la Tabla 5.5 se presenta un resumen de los valores de este parámetro determinado a partir de los diferentes procedimientos arriba indicados.

En la misma Tabla 5.5 se muestran los valores seleccionados de resistencia compresiva no confinada para los diferentes tipos de rocas del área del presente estudio. Estos valores serán tomados en cuenta para todos los cálculos de diseño, que se efectúan como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas según los objetivos que cubre esta tesis.

Tabla 5.5
Resistencia compresiva no confinada de la roca intacta
Resumen

Tipo de roca	INGEMMET (1986)		Presente estudio		Valor seleccionado (MPa)
	Indice de Carga Puntual	Compresión Uniaxial (MPa)	Martillo Schmidt (MPa)	Laboratorio (MPa)	
Lava andesítica	353	176	115	145	140
Pórfido dacítico andesítico	310	118	105	110	110
Tufos	-	-	110	120	120
Brechas	-	-	90	90	90

Otro parámetro importante y de interés para el presente caso, es la constante “ m_i ” de la roca intacta del criterio de falla de Hoek & Brown (2002). Este parámetro fue determinado para cada tipo de roca mediante ensayos de compresión triaxial en el mismo laboratorio de mecánica de rocas antes mencionado. Los resultados de estos ensayos se presentan en forma resumida en la Tabla 5.6, en donde se dan valores “ m_i ” para cada uno de los tipos de rocas presentes en el área de estudio.

Tabla 5.6
Constante “ m_i ” de la roca intacta
Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM-UNI

Tipo de roca	Constante “ m_i ” Hoek&Brown
Lava andesítica	18
Pórfido dacítico andesítico	18
Tufos	17
Brechas	16

Finalmente, los valores de densidad de las rocas intactas involucradas en el presente caso, determinadas también en el laboratorio de mecánica de rocas son: lava andesítica 2.75 TM/m^3 , pórfido dacítico-andesítico 2.55 TM/m^3 , tufo mineralizado 3.10 TM/m^3 , Tufo aglomerádico 2.80 TM/m^3 , brecha mineralizada 3.10 TM/m^3 y brecha piroclástica 2.75 TM/m^3 .

5.5.2 Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto pueden conformar planos potenciales de falla.

La resistencia al corte de las discontinuidades está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros de corte fueron determinados mediante los siguientes procedimientos:

- Ensayos del tablero inclinable (“tilt table test”), efectuados sobre testigos de la perforación diamantina durante el mapeo geotécnico de los mismos.
- Ensayos de corte directo sobre discontinuidades, efectuados como parte de esta tesis en laboratorio de mecánica de rocas.
- Resultados de ensayos de corte directo de reportes pasados.

Resultados de los ensayos del tablero inclinable

Para establecer la resistencia al corte básica de los diferentes tipos de roca, se efectuaron un total de 56 ensayos con el tablero inclinable (“tilt table test”, sobre testigos de perforación diamantina, durante el mapeo geotécnico. Debido a la disponibilidad de testigos solo se realizaron estos ensayos en la lava andesítica y en el pórfido dacítico-andesítico. Los resultados de los ensayos se muestran en las Figuras 5.15 y 5.16.

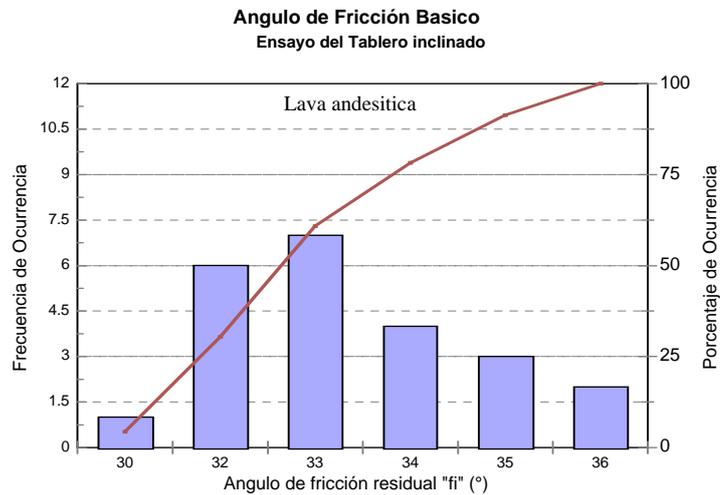


Figura 5.15: Ángulo de fricción básico - Lava andesítica

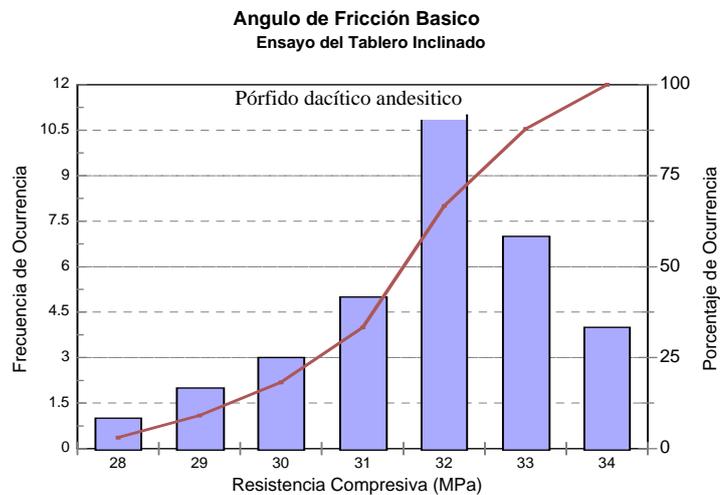


Figura 5.16: Ángulo de fricción básico - Pórfidos dacítico-andesítico

El análisis de resultados indica que estos muestran un buen agrupamiento de datos. Para el caso de la lava andesítica, el valor promedio del ángulo de fricción básico es de 33° y un rango de 31° a 35° para un 85% de certeza. Para los pórfidos dacíticos-andesíticos el valor promedio es de 32° y un rango de 29° a 33° para un 80% de certeza.

Estos resultados están dentro de los rangos normales de resistencia al corte básico reportados en la literatura e indican que los estimados obtenidos son buenos.

Resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

En la Tabla 5.7 se presentan los resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades efectuados en laboratorio para las rocas involucradas en la presente evaluación. Los parámetros de corte, cohesión y ángulo de fricción, están expresados en valores promedio.

Tabla 5.7
Resistencia al corte directo en discontinuidades
Resultados de ensayos de laboratorio FIGMM-UNI

Tipo de roca	Cohesión "C" (KPa)	Angulo de Fricción (°)
Lava andesítica	100	33
Pórfido dacítico-andesítico	80	31
Tufos	35	30
Brechas	40	31

Resultados de los ensayos de laboratorio de reportes pasados

Piteau Associates, en 1986, reportó también la ejecución de 09 ensayos de corte directo en discontinuidades en laboratorio de mecánica de rocas, sobre testigos y muestras rocosas, y 02 ensayos sobre muestras de fallas principales. En la Tabla 5.8 se presentan los resultados de estos ensayos.

A fin de establecer los parámetros de resistencia al corte más representativos de las discontinuidades estructurales de cada uno de los tipos de rocas involucrados en la Zona Prioridad 1, en la Tabla 5.9 se presenta un resumen de los valores de estos parámetros, determinados a partir de los diferentes procedimientos arriba indicados.

En la misma Tabla 5.9 se muestran los valores seleccionados de cohesión y ángulo de fricción para los diferentes tipos de rocas involucrados en este caso. Estos valores serán tomados en cuenta para todos los cálculos de diseño que se efectúan como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas asociados al minado de la Zona Prioridad 1, según los objetivos que cubre este trabajo de tesis.

Tabla 5.8
Resistencia al corte directo en discontinuidades
Reporte de Piteau Associates

Discontinuidad Ensayada	Set de discontinuidad	Número de ensayos	Angulo de Fricción Residual (°)	Cohesión Pico (KPa)
Falla Regional	Set de fallas B	1	33	NR*
Falla Pilar	Set de fallas B	2	19 (18 – 20)	NR
Otras fallas	Set de fallas B	5	27 (25 – 32)	NR
Todas las fallas del Set de Fallas B		8	26 (18 – 33)	NR
Set de Fallas C		1	30	NR
Falla Regional	Set de fallas B	1	18	28
Falla Pilar	Set de fallas B	1	25	86

Notas: En la presente tesis: El Set B = Sistema 1, la Falla Regional = Falla 3, la Falla Pilar = Falla 4, NR* = No Reportado

Tabla 5.9
Resistencia al corte directo en discontinuidades
Resumen

Tipo de roca	Piteau Associates (1986)		Presente evaluación			Valores asumidos	
	Cohesión "c" (KPa)	Angulo de Fricción (°)	Cohesión "c" (KPa)	Angulo de Fricción (°)	Angulo de Fricc. (°) Tilt Test	Cohesión "c" (KPa)	Angulo de Fricción (°)
Lava andesítica	28 – 86 55	18 – 33 24.4	100	33	33	75	32
Pórfido dacítico andesítico	28 – 86 55	18 – 33 24.4	80	31	32	60	30
Tufos	-	-	40	30	-	35	30
Brechas	-	-	40	30	-	40	30

5.5.3 Resistencia de la masa rocosa

Con el fin de realizar los cálculos de estabilidad, las propiedades de resistencia de la masa rocosa, referidas a la compresión, tracción y parámetros de corte, y constantes elásticas, fueron estimadas aplicando el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), el cual está implementado en el programa de cómputo ROCKLAB Versión 1.031 de Rocscience Inc. (2007).

Los datos de entrada para la determinación de estas propiedades fueron principalmente: la calidad de la masa rocosa, la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta y la constante "m_i" de la roca intacta. Las salidas del programa utilizado se presentan en el Apéndice 3. Cabe señalar que el GSI fue estimado a partir de la relación propuesta por Hoek-Kaiser-Bawden (1995): $GSI = RMR_{89} - 5$.

En la Tabla 5.10 se presenta un resumen de las características de resistencia de las masas rocosas de los diferentes dominios estructurales de la Zona Prioridad 1 de la Mina Condestable 2.

Tabla 5.10
Características de resistencia de la masa rocosa

Descripción de la propiedad	Dominio			
	A.- Lava And	B.- Pórfido	C.- Tufos	D.- Brechas
RMR	63	58	55	49
GSI	58	53	50	44
Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta " σ_c " (MPa)	140	110	120	90
Constante " m_i " de la roca intacta	18	18	17	16
Constante " m_b " de la masa rocosa	3.400	2.788	2.338	1.734
Constante " s " de la masa rocosa	0.0067	0.0037	0.0026	0.0013
Resistencia compresiva uniaxial de la masa rocosa " σ_{cmr} " (MPa)	11.305	6.533	5.913	3.031
Resistencia a la tracción de la masa rocosa " σ_{tmr} " (MPa)	- 0.277	- 0.147	- 0.133	- 0.066
Cohesión de la masa rocosa " C_{mr} " (MPa)	1.738	1.246	1.288	0.966
Angulo de fricción de la masa rocosa " ϕ_{mr} " (°)	57.81	55.63	53.90	49.65
Módulo de deformación de la masa rocosa " E_{mr} " (GPa)	20.689	12.252	11.100	7.012
Relación de Poisson de la masa rocosa " ν_{mr} "	0.24	0.25	0.25	0.27

5.6 Condiciones de agua subterránea

Las condiciones de presencia de agua desde la superficie hasta el Nv. -100 o Nv. -120 son por lo general secas. Como el área de estudio se encuentra prácticamente encima del Nv. -120 para efectos de los cálculos de diseño se consideran estas condiciones. Como se puede ver en los formatos rellenos del mapeo geotécnico de las labores subterráneas, para determinar la calidad de la masa rocosa mayormente se han registrado condiciones secas, siendo esta la razón para transformar los valores RMR a GSI según la relación propuesta por Hoek-Kaiser-Bawden (1995).

Cabe señalar, no obstante lo señalado, que se dan casos esporádicos de presencia de zonas de humedad y áreas locales de goteos, asociadas al agua proveniente de las operaciones de perforación. El agua de la perforación se infiltra a través de las discontinuidades hacia el interior de la masa rocosa pudiendo en algunos casos tener un efecto adverso sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas.

Anteriormente los niveles más profundos se encontraban inundados, actualmente la mina ya fue desaguada, pero en estos niveles la presencia del agua es aun significativa debido a las filtraciones provenientes de las operaciones de perforación y la posible presencia de la napa freática. Actualmente se realiza el drenaje mediante bombeo del agua hacia la superficie.

5.7 Esfuerzos in-situ

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad, por lo que se espera que los esfuerzos in-situ serán de magnitud relativamente pequeños. Para propósitos de analizar los esfuerzos y las deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas, se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1980) – ver Figura 5.17, considerando una sobrecarga rocosa de 150 m. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 4.0 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada utilizando el criterio de Sheorey (1994) – ver Figura 5.18; según esto k es aproximadamente = 1.0.

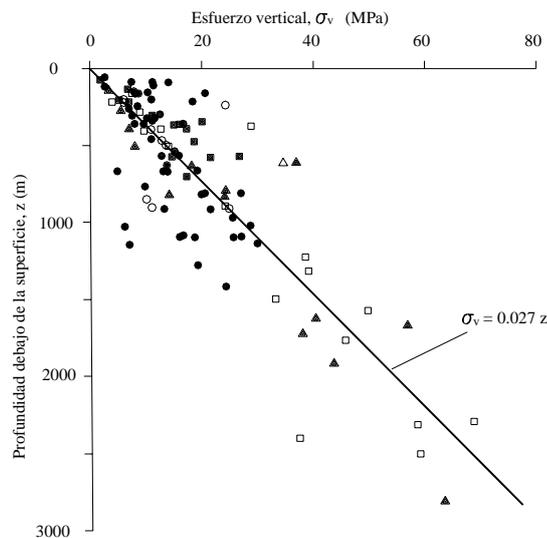


Figura 5.17: Mediciones de esfuerzos verticales en proyectos de ingeniería civil y minera alrededor del mundo (Hoek & Brown, 1980).

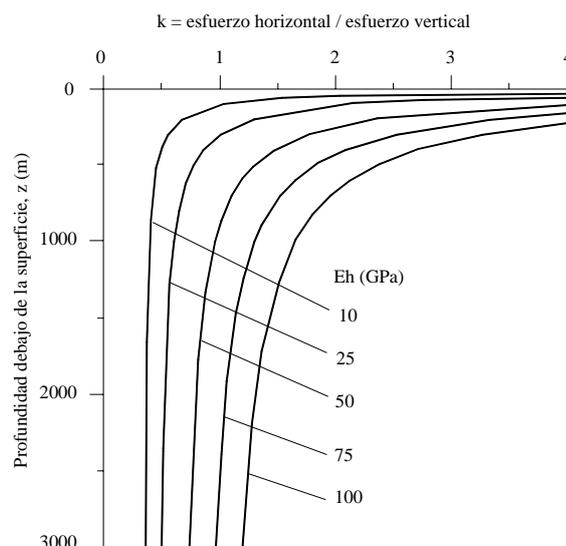


Figura 5.18: Relación del esfuerzo horizontal al vertical para diferentes módulos basados en la ecuación de Sheorey (1994).

Para todos los tipos de masas rocosas presentes en los diferentes dominios estructurales de la Zona Prioridad 1, el “Factor de competencia = Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta/ Esfuerzo vertical” es > 10 , lo cual indica que las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, dependerán más del efecto de las discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa que de los esfuerzos. Por otro lado, el factor de competencia indica también la escasa necesidad de utilizar sostenimiento, lo cual se cumple en la práctica, ya que en esta zona no se utiliza sostenimiento de las labores mineras.

CAPÍTULO VI

6.0 ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES

6.1 Generalidades

En este capítulo se desarrollan los “análisis de diseño” del programa geomecánico de una mina subterránea indicado en el Acápite 2.2.

Para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, se integra toda la información desarrollada durante las investigaciones básicas y se considera la geometría de las excavaciones. En las diferentes herramientas de cálculo utilizadas, los datos de entrada son los diferentes parámetros geomecánicos obtenidos principalmente en el Capítulo V.

Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos.

Antes de presentar los análisis de estabilidad, se considera de interés mostrar en la Figura 6.1 la metodología para el diseño de galerías y túneles propuesto por Brady & Brown (1993), basada en las propiedades mecánicas y estructura del macizo rocoso en el que se realiza la excavación. Se comienza realizando un diseño preliminar haciendo uso de las clasificaciones geomecánicas, ya que es una práctica útil, barata y conveniente, pues proporciona una idea de los requerimientos aproximados de sostenimiento a partir de un nivel de información relativamente bajo.

El camino lógico de actuación comienza comparando mediante técnicas analíticas o numéricas de análisis de esfuerzos, los esfuerzos en los contornos de la excavación con los parámetros resistentes de la masa rocosa, básicamente su resistencia a la compresión simple y su resistencia a la tracción. Si no existiera ningún tipo de rotura en el contorno de la excavación, se debe analizar el papel que juegan las familias de discontinuidades que atraviesan la excavación. Para ello se tendrá que acudir al análisis de cuñas de roca en excavaciones o aplicaciones de técnicas de diseño en rocas estratificadas o diaclasadas.

Si lo que ocurre es que se desarrolla una zona de rotura alrededor de la excavación, el diseño lógico implica una secuencia ABCDE, teniendo en cuenta que en cualquier momento de la evolución del diseño se puede volver hacia atrás, de manera que el proceso posea cierta flexibilidad

Similar metodología adoptamos para los diferentes tipos de excavaciones de la Zona Prioridad 1, siendo las más importantes las grandes cavidades creadas por el avance del minado.

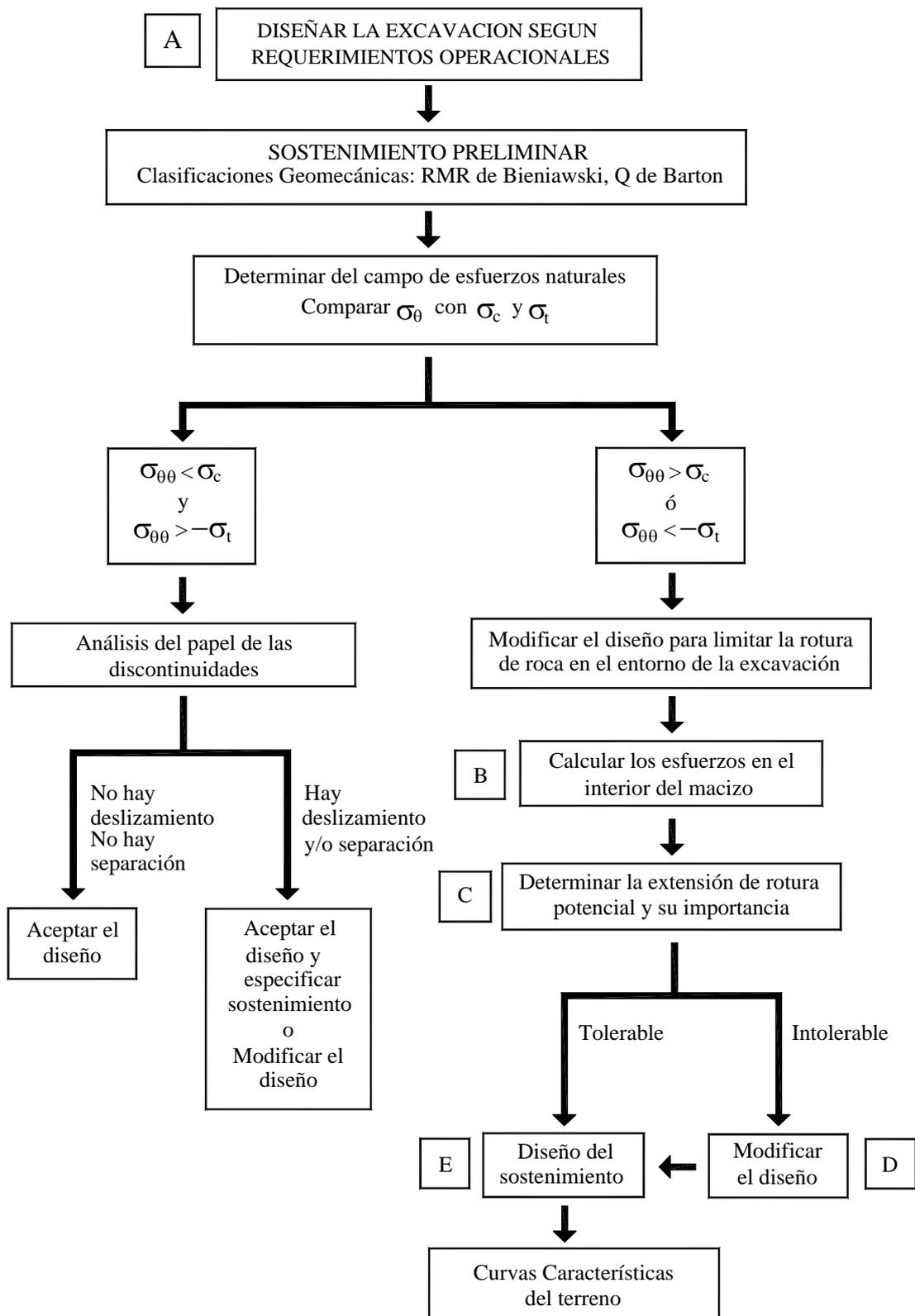


Figura 6.1: Metodología de diseño de excavaciones subterráneas (Brady & Brown, 1993)

Básicamente se realizaron dos tipos de análisis de estabilidad: la estabilidad controlada por el arreglo estructural de la masa rocosa y la estabilidad controlada por los esfuerzos. Adicionalmente se analizó las posibilidades de hundimiento de la masa rocosa en la cavidad Intermedio Central, considerada como la más crítica de este caso de estudio.

6.2 Estabilidad controlada por estructuras

Al estar ubicada la zona de evaluación a profundidades relativamente pequeñas, es importante considerar que el comportamiento de la masa rocosa estará condicionado por su arreglo estructural. En tales condiciones será relevante analizar la estabilidad de las excavaciones, controlada por el debilitamiento estructural de la masa rocosa circundante.

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, diaclasas, juntas de estratificación, etc.), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad, pueden formar bloques rocosos de diferentes geometrías en el techo y en las paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Este tipo de análisis fue llevado a cabo solo para las cavidades más grandes ubicadas en la Zona Prioridad 1, debido a la importancia que ellas tienen sobre las condiciones de estabilidad global. Se indica que adicionalmente en esta zona hay un número considerable de cavidades de menores dimensiones, pero sus posibles inestabilidades no influirían en la estabilidad global, además los resultados de los análisis de las cavidades grandes podrían ser extrapolados a las cavidades de menores dimensiones.

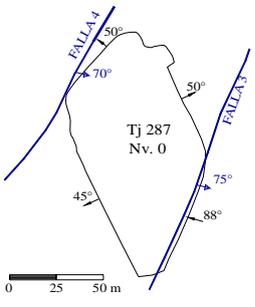
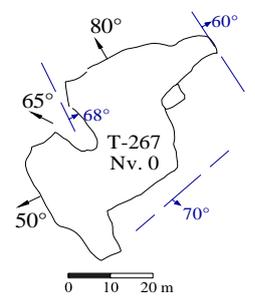
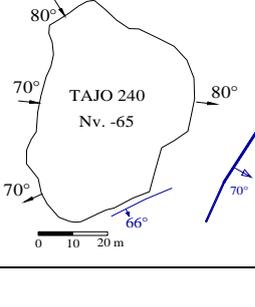
6.2.1 Modos de falla cinemáticamente posibles

Mediante técnicas de proyección estereográfica, se han identificado los mecanismos de falla potencial de la masa rocosa en los contornos de las excavaciones, principalmente en los techos y en las paredes. En la Tabla 6.1, se presentan los resultados de las diferentes formas de inestabilidades potenciales estructuralmente controladas. Estos resultados indican lo siguiente:

Para el caso del Tajeo Intermedio Central (Tajeo 287):

- Los mecanismos de falla mas probables en el techo son las formaciones de cuñas tetrahedrales y bloques biplanares que pueden descolgarse.
- Los mecanismos de falla mas probables en todas la paredes, son principalmente los lajamientos y la formación de cuñas tetrahedrales que pueden deslizar o rotar, a través de los diferentes sistemas de discontinuidades estructurales indicados en la Tabla 6.1.

Tabla 6.1
Formas de debilitamiento estructural cinemáticamente posibles
Zona de Prioridad 1

Tajo	Planta	Excavación	Discontinuidad crítica		Tipo de Inestabilidad Potencial				
			Junta	Falla Regional	Lajamiento	Pandeo	Biplanar	Cuñas	
								Colgada	Desliza por:
Tajeo Intermedio Central Secc. 3, 4, 5 y 6 Nvs. 0, -30, -46		Techo	Sist 3	-	-	-	Sist 2, Sist 3	Sist. 1,2,3	-
		Pared NW	Sist 1	F4: 70/120	Sist 1	-	-	-	Sist 1, Sist 3
		Pared NE	Sist 2	-	Sist 2	-	-	-	Rota por Sist 1
		Pared SE	Sist 1	F3: 75/115	Sist 1	Sist 1	-	-	Sist 2
		Pared SW	Sist 2	-	Sist 3	Sist 3	-	-	Sist 3
Tajeo Intermedio Norte Secc. 10 y 11 Nv. 0, -30		Techo	Sist 3	-	-	Sist 3	Sist 2, Sist 3	Sist. 1,2,3	-
		Pared SW	Sist 2	-	-	-	-	-	Rota por Sist 1
		Pared NW	Sist 1	-	Sist 1	-	-	-	Sist 1, Sist 3
		Pared NE	Sist 2	-	Sist 2	-	-	-	Sist 3, Sist 2
		Pared SE	Sist 1	-	Sist 1	-	-	-	Sist 2
Tajeo 240 Secc. 5 y 6 Nv. -46, -65		Techo	Sist 3	-	-	Sist 3	Sist 2, Sist 3	Sist. 1,2,3	-
		Pared W	Sist 1	-	-	-	-	-	Sist 1
		Pared NW	Sist 1	-	Sist 1	-	-	-	Sist 1, Sist 3
		Pared NE	Sist 2	-	Sist 2	-	-	-	Sist 1, Sist 3
		Pared SE	Sist 1	-	Sist 1	-	-	-	Rota por Sist 3
		Pared SW	Sist 3	-	Sist 3	-	-	-	Sist 2

Para el caso del Tajeo Intermedio Norte (Tajeo 267):

- Los mecanismos de falla mas probables en el techo, similarmente son las formaciones de cuñas tetrahedrales y bloques biplanares que pueden descolgarse.
- Los mecanismos de falla mas probables en la paredes, son similarmente los lajamientos y la formación de cuñas tetrahedrales, que pueden deslizar o rotar a través de los diferentes sistemas de discontinuidades estructurales indicados en la Tabla 6.1.

Para el caso del Tajeo 240:

- Los mecanismos de falla más probables en el techo son similares a los dos anteriores.

- Los mecanismos de falla más probables en las paredes igualmente son similares a los anteriores.

La semejanza de los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada, se debe al arreglo estructural de la masa rocosa que se presenta muy bien definido por los tres sistemas de discontinuidades (Sistemas 1, 2 y 3) en prácticamente toda el área de estudio. De acuerdo a esto se concluye que en cualquier excavación que sea analizada, se presentarán resultados similares según la orientación de la excavación, la diferencia radicarán entonces en el tamaño de los bloques potencialmente inestables, que estarán en función al tamaño de la excavación bajo consideración.

De las diferentes formas de inestabilidad potencial identificadas y según lo que se observa in-situ, son las cuñas las que podrían generar las mayores inestabilidades locales, debido a la importancia de este modo de falla cinemáticamente posible, de aquí que se considera de interés su cuantificación.

Los otros modos de falla cinemáticamente posibles, generarían inestabilidades locales menores, las cuales son avaladas por las observaciones in-situ y la experiencia del personal de la mina.

6.2.2 Análisis de cuñas

La herramienta de cálculo para este tipo de análisis de estabilidad estructuralmente controlada, fue el programa de computo UNWEDGE Versión 3.004 de Rocscience Inc. (2004). Mediante esta evaluación, se tiene una apreciación detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad y con que elementos cualitativos y cuantitativos de sostenimiento se puede llegar a la estabilización.

La información utilizada para el análisis fue la siguiente: distribución de las discontinuidades, dirección del alineamiento longitudinal de las excavaciones, espaciados de los sistemas de discontinuidades y resistencia al corte de las mismas, considerando las contribuciones friccional y cohesional.

Los resultados de los análisis efectuados se presentan en el Apéndice 4 y de estos se concluye en lo siguiente:

Para el caso del Tajeo Intermedio Central (Tajeo 287):

Las cuñas mas significativas ocurren:

- En la parte SW del techo, con un volumen de $14,845 \text{ m}^3$ (40,082 TM) y con un factor de seguridad (FS) de 0.246, el cual indica condiciones potencialmente inestables. Estas cuñas en el tiempo podrían caer desde el techo cuando estén involucradas discontinuidades mayores.

- En la pared NE, con un volumen de $23,955 \text{ m}^3$ (64,670 TM) y con un FS = 1.372, el cual indica condiciones relativamente estables.
- En las paredes de los extremos N y S, hay formación de cuñas, pero estas no son significativas por ser de tamaños pequeños y estables.

Para el caso del Tajeo Intermedio Norte (Tajeo 267):

Las cuñas mas significativas ocurren:

- En la parte W del techo, con un volumen de $4,207 \text{ m}^3$ (11,359 TM) y con un FS = 0.399, el cual representa condiciones potencialmente inestables.
- En la pared E, con un volumen de $4,146 \text{ m}^3$ (11,196 TM) y con un FS = 1.641, representando condiciones estables.
- En las paredes de los extremos N y S, hay formación de cuñas, pero estas presentan buenas condiciones de estabilidad.

Para el caso del Tajeo 240:

Las cuñas mas significativas ocurren:

- En la parte W del techo, con un volumen de $3,003 \text{ m}^3$ (8,109 TM) y con un FS = 0.327, el cual representa condiciones de inestabilidad potencial.
- En la pared E, con un volumen de $5,472 \text{ m}^3$ (14,774 TM) y con un FS = 1.398, el cual indica condiciones estables.
- En las paredes de los extremos N y S, hay formación de cuñas, estas son estables en la pared N y moderadamente estables en el S.

Aparte de las cuñas principales mencionadas, hay una serie de otras cuñas menores, como se puede apreciar en las figuras del Apéndice 4, con diferentes grados de estabilidad, en unos casos las cuñas son estables, en otros son potencialmente inestables.

Estos resultados del análisis de estabilidad controlada por las estructuras revelan que, en las cavidades existentes estarán presentes situaciones de inestabilidad local importantes.

A esto se puede añadir las otras formas de inestabilidad local, cuando en estas se vean involucradas discontinuidades importantes como fallas. Una de estas inestabilidades importantes fue el colapso del sector E del Tajo Intermedio Central, en el cual influenciaron la Falla 3 del Sistema 1 y las fallas del Sistema 2.

La estabilización de estas inestabilidades potenciales puede ser posible mediante la utilización de diversos sistemas de sostenimiento (como el refuerzo con cablebolt por ejemplo), sin embargo no sería una medida práctica, debido a la excesiva cantidad del sostenimiento frente al tamaño de los bloques rocosos potencialmente inestables y a las dificultades operacionales de la instalación del sostenimiento por la inaccesibilidad existente, aparte del alto costo que esto representaría.

Otra alternativa de solución ideal podría ser el relleno de las cavidades, sería recomendable en este sentido que Compañía Minera Condestable S.A., considere para el futuro la posibilidad de implementar un plan de relleno con materiales preferentemente secos.

Las medidas a adoptarse para el manejo de este problema se tratan en el Capítulo 8.

6.3 Estabilidad controlada por esfuerzos

A fin de evaluar y predecir el posible comportamiento de la masa rocosa alrededor de las excavaciones, se han efectuado análisis de esfuerzos y deformaciones mediante modelamiento numérico. Los datos de entrada para los programas de cómputo utilizados fueron: la geometría de las excavaciones y los parámetros de comportamiento mecánico de la masa rocosa desarrollados en el Capítulo V.

Al mismo tiempo, se analizó la estabilidad de las excavaciones del conjunto de excavaciones, localmente y globalmente; por otro lado se analizó la estabilidad del pilar de corona involucrado con el Tajeo Intermedio Central.

6.3.1 Estabilidad local y global

La herramienta de cálculo utilizada para este análisis fue el programa de computo PHASE2 (Versión 6.004), desarrollado por Rocscience Inc. (Canadá, 2005). Este es un programa de elementos finitos elasto-plástico bidimensional, para el cálculo de esfuerzos y desplazamientos alrededor de excavaciones subterráneas y para la estimación del sostenimiento, que puede ser utilizado para solucionar un amplio rango de problemas de la ingeniería minera, geotécnica y civil.

Un ejemplo de los resultados de estos análisis se presenta en el Apéndice 5. Los colores de las figuras mostradas en este apéndice, representan códigos de rangos de valores del parámetro considerado, pudiendo ser este o esfuerzos, o desplazamientos o factores de seguridad, según lo indicado en las figuras mostradas en el citado apéndice.

El factor de seguridad es el parámetro utilizado para evaluar el grado de estabilidad de la masa rocosa circundante a las excavaciones. Este parámetro

ha sido determinado para todas las excavaciones, considerando todas las secciones transversales de la Zona Prioridad 1. Se ha modelado en primer lugar el estado actual como se encuentran las excavaciones, y a partir de la situación actual se ha modelado la situación futura de recuperación de las reservas remanentes de mineral.

Según las salidas del programa PHASE2, se puede apreciar en los ejemplos presentados en el Apéndice 5 que la mayoría de las excavaciones (incluyendo el pilar de corona del Tajeo Intermedio Central) tienen factores de seguridad aceptables, pero también se puede observar en algunas áreas del contorno de algunas excavaciones inestabilidades potenciales, particularmente en las zonas donde se presenta mayor densidad de excavaciones.

Estos resultados pueden ser tomados como información básica, para el planeamiento y diseño de la recuperación del mineral remanente y como complemento del análisis estructuralmente controlado. Cuando se tenga determinada que área será recuperada, se observará el grado de estabilidad anticipada para dicha área y según ello se adoptarán las medidas más adecuadas que permitan una explotación segura. Para las recuperaciones asimismo, será importante la evaluación de la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa del área de recuperación. Para realizar este trabajo será también importante que el personal de la mina esté capacitado y cuente con las herramientas adecuadas, entre las cuales está el software necesario.

Los ejemplos del Apéndice 5 muestran también las posibilidades de salidas del software aquí utilizado o de cualquier otro software equivalente (esfuerzos, factores de seguridad y desplazamientos), como información geomecánica básica para apoyar al planeamiento y diseño del minado. Las salidas mostradas corresponden a la Sección Transversal 3, la cual ha sido considerada por contener a la cavidad más grande que actualmente hay en Mina Condestable 2.

A manera de complementar los análisis aquí realizados, en el Apéndice 6 se presentan de modo resumido los principios del método de elementos finitos.

6.3.2 Estabilidad del pilar de corona

Como se puede observar en la Figura 6.2, entre el techo del Tajeo Intermedio Central y la superficie existe un importante pilar de corona, cuyas dimensiones de su base son aproximadamente equivalentes a las dimensiones del techo del tajeo: 140 m de longitud y 70 m de ancho aproximadamente, y su altura efectiva equivalente es aproximadamente 80 m.

La estabilidad de este pilar de corona, también puede ser estimada utilizando el programa de cómputo CPILLAR Versión 3.03 desarrollado por Rocscience Inc. (Canadá 1998). Este es un programa para analizar la estabilidad de pilares de corona en forma tridimensional utilizando probabilidades.

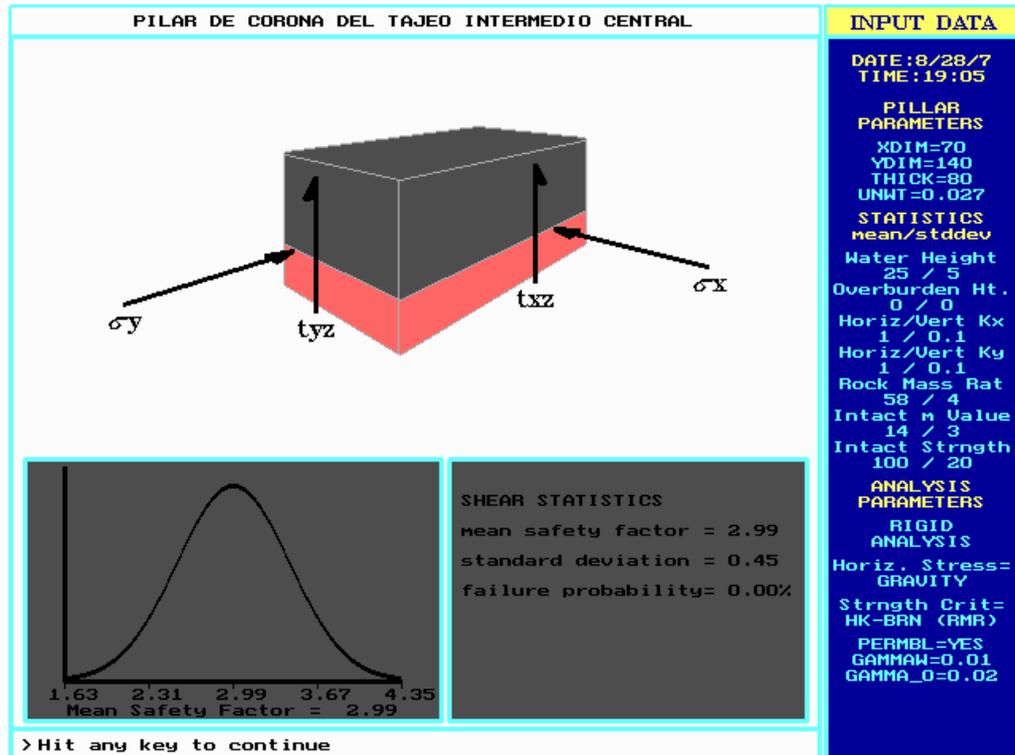


Figura 6.3: Resultados del análisis de estabilidad del pilar de corona

6.4 Análisis de hundimiento

6.4.1 Según el criterio de Laubscher

Las observaciones mas extensas sobre la relación entre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa y su potencial para el hundimiento, fueron reportadas por Laubscher (1981), quien desarrolló una clasificación geomecánica para aplicaciones mineras, en base a la modificación de la clasificación geomecánica de Bieniawski.

La clasificación de Laubscher, en forma similar a la clasificación de Bieniawski, genera cinco clases de masas rocosas. Cada clase de roca es representada por la condición in-situ de la resistencia del material, la frecuencia de juntas, la resistencia al corte de las juntas y las presiones de agua en las fisuras. Cada clase de roca está relacionada a factores de rendimiento tales como la propensidad de la masa rocosa al hundimiento, el grado de fragmentación de la roca, la necesidad de voladura secundaria en los drawpoints y las dimensiones del corte inferior requeridas para iniciar el hundimiento (ver Tabla 6.2). El último de estos parámetros es expresado como un radio hidráulico equivalente, el cual viene a ser la relación del área del corte inferior al perímetro de la misma tomando en cuenta la geometría de la excavación. Este parámetro es particularmente útil para la evaluación de un esquema de hundimiento.

Tabla 6.2
Rendimiento al hundimiento de varias clases geomecánicas de masas rocosas
(Laubscher 1981)

Clase geomecánica	1	2	3	4	5
Hundibilidad	No es candidato	Mala	Regular	Buena	Muy Buena
Tam. fragmentos	-	Grandes	Medianos	Pequeños	Muy Pequeños
Voladura secund.	-	Alta	Media	Pequeña	Muy Pequeña
Dim. Undercut (m) (radio hidráulico equivalente)	-	30	30 –20	20 – 8	8

Podemos estimar para el caso del Tajeo Intermedio Central (considerado como el caso más crítico), las dimensiones del corte inferior requeridas para iniciar el hundimiento aplicando este criterio. El corte inferior en este caso será la cavidad vacía, la cual tiene en el techo un radio hidráulico de $(140 \times 70) / 2(140 + 70) = 23.3$. Por otro lado, aplicando la clasificación de Laubscher, la masa rocosa involucrada con el techo del Tajeo Intermedio Central corresponde a la Clase 3 (RMR de 54 a 60) y según la Tabla 6.2 el radio hidráulico equivalente esta entre 20 y 30. Interpolando valores, resulta un radio hidráulico de 26 a 30 para el rango de RMR considerado.

Los resultados de este análisis revelan que el techo del Tajeo Intermedio Central, actualmente tiene un radio hidráulico inferior al requerido para el inicio del hundimiento. Esta es la razón por la cual permanece estable desde el punto de vista global. Según se vio anteriormente, localmente, presenta inestabilidades potenciales debido a la formación de cuñas.

6.4.2 Según el Método Gráfico de Estabilidad

El “Método Gráfico de Estabilidad” fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos.

La información sobre el arreglo estructural y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con cablebolt.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

- Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado
- A es el factor de esfuerzo en la roca
- B es el factor de ajuste por orientación de las juntas
- C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para el techo del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área del techo” entre el “perímetro del techo”.

Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo para unas dimensiones dadas a partir del “Gráfico de Estabilidad” mostrado en la Figura 6.4.

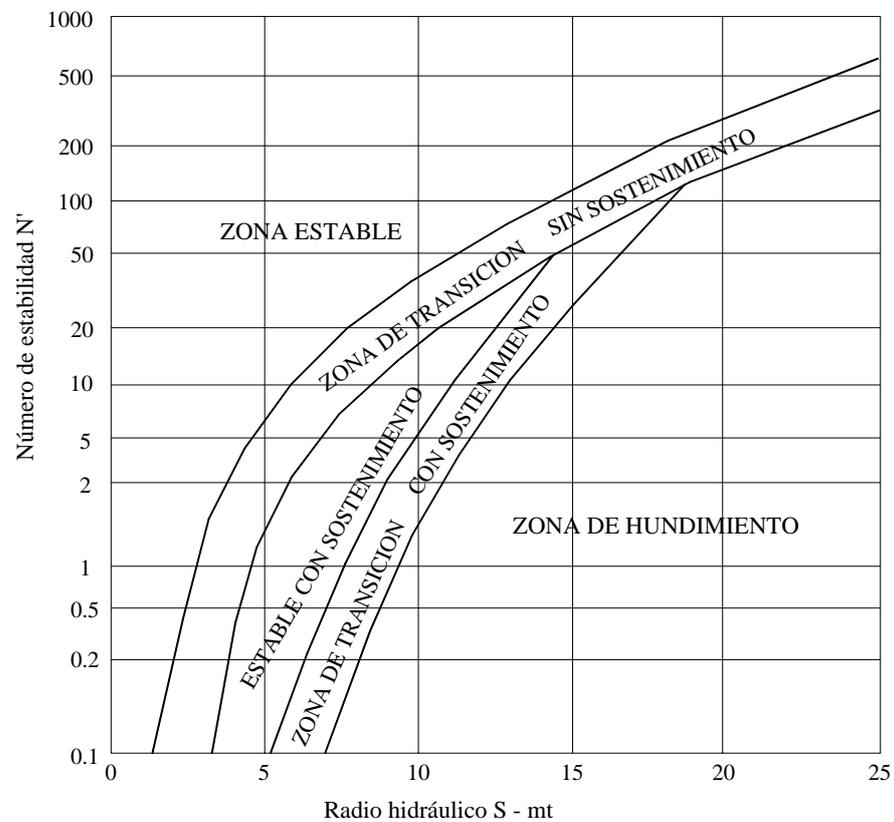


Figura 6.4: Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988) y Nickson (1992).

Para realizar los cálculos se ha utilizado el software STOPSOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999). Los resultados del análisis, mostrados en el Apéndice 7 ($N' = 8.55$ y $S = 23.3$) revelan que el techo del Tajeo Intermedio Central se ubica en la Zona de Hundimiento. Por otro lado también revela que debido a su gran tamaño, el Tajeo Intermedio Central constituye un caso atípico de minado, en donde el Método Gráfico de Estabilidad resulta ser conservador.

6.4.3 Según el criterio de Brady & Brown

Brady & Brown (1985) desarrollaron un método de análisis de equilibrio límite, para el hundimiento tipo chimenea controlado por discontinuidades estructurales principales de baja resistencia al corte.

Este método de cálculo puede adecuarse al caso del Tajeo Intermedio Central, para estimar la posibilidad de hundimiento del techo bajo la influencia de la gravedad.

Las paredes SE y NW del Tajo Intermedio Central están limitadas respectivamente por las Fallas 3 y 4, las mismas que corren hasta la superficie, estas fallas pertenecen al Sistema 1 de discontinuidades. Las paredes SW y NE están alineadas con las fallas del Sistema 2 de discontinuidades. Estas fallas de los Sistemas 1 y 2 de discontinuidades delimitan un bloque rocoso que podría desplazarse hacia el vacío minado como un cuerpo rígido.

Para la aplicación de este método de cálculo, al caso del Tajeo Intermedio Central, se ha considerado que el bloque rocoso tiene la forma de un paralelepípedo de 110 m de altura máxima, cuya base es un paralelogramo romboide de 115 m x 85 m (ver Figura 6.5). La base de este paralelepípedo está en el techo del tajeo, el cual tiene una inclinación de 30° respecto al plano horizontal. Se ha considerado una cohesión de 35 KPa y un ángulo de fricción de 20° para todas las discontinuidades que rodean lateralmente al bloque. El valor de k utilizado fue 1.0, basado en la condición de esfuerzos indicado en el Capítulo V (Acápito 5.7) y en las apreciaciones de campo.

Los resultados de los cálculos efectuados para condiciones secas indican un factor de seguridad $FS = 1.17$, que no representa buenas condiciones de estabilidad, sino condiciones de estabilidad algo precarias. Considerando que las discontinuidades que limitan lateralmente al bloque, se encuentran saturadas de agua en aproximadamente 50%, el factor de seguridad baja a $FS = 1.10$, poniendo en evidencia la influencia adversa del agua sobre la estabilidad del bloque, afortunadamente en esta zona es escasa la presencia del agua.

Las condiciones de estabilidad que actualmente presenta la cavidad del Tajeo Intermedio Central, indican que el valor de k más probable es alrededor de

1.0. Con este valor de k el factor de seguridad pasa la unidad pero no garantiza condiciones completamente estables.

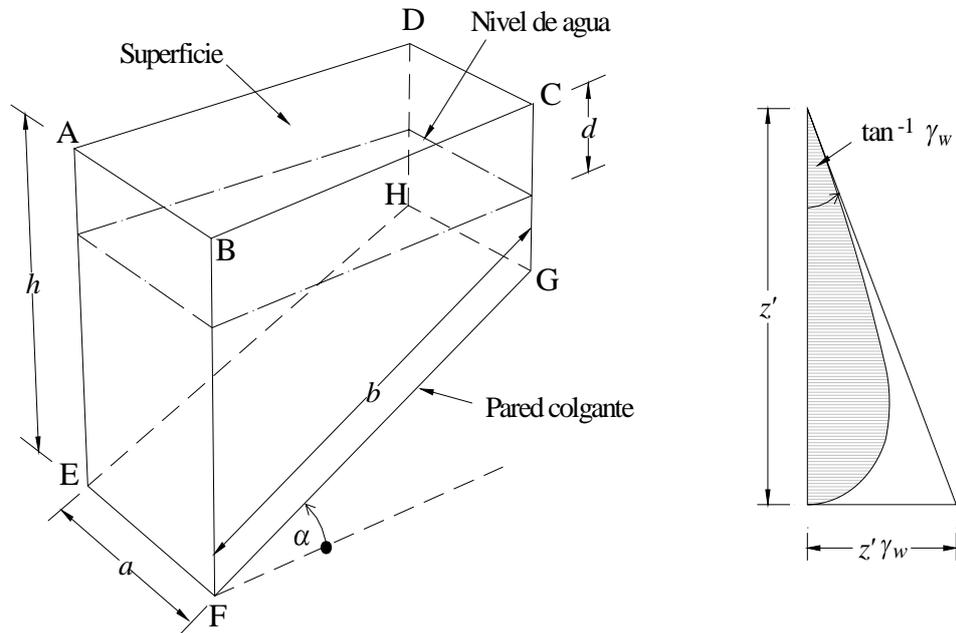


Figura 6.5: Modelo de hundimiento de Brady & Brown (1985).

(a) Si $d \geq h$

$$F_1 = \frac{2c'(a + b \cos \alpha)}{\gamma a b \cos \alpha} + \frac{k \tan \phi'}{(2h - b \operatorname{sen} \alpha)} \left\{ \frac{h^2 + (h - b \operatorname{sen} \alpha)^2}{b \cos \alpha} + \frac{2}{a} \left[h(h - b \operatorname{sen} \alpha) + \frac{b^2 \operatorname{sen}^2 \alpha}{3} \right] \right\}$$

(b) Si $h \geq d \geq h - b \operatorname{sen} \alpha$

$$F = F_1 - \frac{2\gamma_w (h - d)^2 \tan \phi'}{3\gamma b (2h - b \operatorname{sen} \alpha)} \left[\sec \alpha + \frac{2(h - d)}{3a \operatorname{sen} \alpha} \right]$$

(c) $0 \leq d \leq h - b \operatorname{sen} \alpha$

$$F = F_1 - \frac{2\gamma_w \tan \phi'}{3\gamma (2h - b \operatorname{sen} \alpha)} \left\{ \frac{h^2 + (h - b \operatorname{sen} \alpha)^2 - 2d(2h - b \operatorname{sen} \alpha - d)}{b \cos \alpha} + \frac{2}{3a} [3h(h - b \operatorname{sen} \alpha) + b^2 \operatorname{sen}^2 \alpha - 3d(2h - b \operatorname{sen} \alpha - d)] \right\}$$

CAPÍTULO VII

7.0 INTERPRETACIÓN, ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

7.1 Generalidades

Aparte de los diferentes aspectos fundamentales de la mecánica de rocas o geomecánica tratados en los Capítulos I y II, hay dos partes principales en esta tesis: la determinación de los parámetros geomecánicos básicos tratado en el Capítulo V (Investigaciones Geomecánicas Básicas) y los análisis de diseño tratados en el Capítulo VI (Estabilidad de las Excavaciones). En estos capítulos se han presentado respectivamente los resultados del trabajo realizado.

La determinación de las características geomecánicas de la masa rocosa está basada mayormente en procedimientos empíricos debido a la aleatoriedad de los mismos. Cuando se utilizan los métodos de cálculo de la estabilidad, como los modelamientos numéricos con elementos finitos por ejemplo, se pasa a una fase de utilización de procedimientos científicos. Sin embargo, hay un componente de incertidumbre debido a la utilización de datos empíricos, por lo que se deberá tener sumo cuidado en la utilización de estos datos.

Como contribución de esta tesis, se presenta aquí una metodología para determinar la confiabilidad de las características geomecánicas, de tal manera que podamos introducir ajustes necesarios en las aplicaciones geomecánicas. Luego se hace una interpretación, análisis y discusión de los resultados del análisis de diseño.

7.2 Características geomecánicas

Las características geomecánicas principales involucradas con las aplicaciones geomecánicas al minado subterráneo son por ejemplo:

- La orientación de las discontinuidades de la masa rocosa, expresada en rumbo y buzamiento o en dirección de buzamiento y buzamiento.
- Las características estructurales de las discontinuidades, como el RQD (Designación de la Calidad de la Roca), el espaciamiento, la persistencia, la apertura, la rugosidad, el relleno, la alteración o intemperización y el agua subterránea.
- Las propiedades de resistencia de la roca intacta como la resistencia compresiva uniaxial, la resistencia a la tracción, los módulos de elasticidad, etc., los parámetros de la resistencia al corte de las discontinuidades (cohesión y ángulo de fricción).
- La calidad de la masa rocosa, expresada en valores RMR o Q o GSI, determinados a partir de los otros parámetros aquí descritos.

- Los esfuerzos in-situ medidos en la roca que rodea una excavación.

Todas estas características no tienen un simple valor fijo, sino que pueden asumir cualquier número de valores. No hay manera de predecir exactamente que el valor de una de estas características estará en cualquier ubicación dada. De aquí que estas características son descritas como “**variables aleatorias**”. Esto hace que los métodos para determinar estas características sean mayormente empíricos.

En el Capítulo V (Investigaciones Geomecánicas Básicas) han sido descritos todas estas características, asimismo se ha hecho una interpretación, análisis y discusión de los resultados.

Como una contribución de esta tesis a la comunidad geomecánica, se ha desarrollado una metodología para evaluar la confiabilidad de estas características geomecánicas utilizando la simulación de MonteCarlo. En el Anexo 8 se presenta un resumen del trabajo completo.

La simulación MonteCarlo usa números aleatorios o pseudo-aleatorios para muestras a partir de distribuciones de probabilidad, y si son generados y usados en un cálculo un número suficientemente grande de muestras, tales como aquellos involucrados en los criterios de la clasificación geomecánica de la masa rocosa o en cualquier característica geomecánica como los descritos líneas arriba, se generará como producto final una distribución de valores. Se cree que el término ‘MonteCarlo’ ha sido introducido como una palabra clave para describir esta técnica de muestreo de éxito y error, usado durante los trabajos de desarrollo de la bomba atómica en la Segunda Guerra Mundial. Hoy día la simulación MonteCarlo pueden ser aplicadas a una amplia variedad de problemas que involucren comportamientos aleatorios y están disponibles un número de algoritmos para la generación de muestras MonteCarlo aleatorias a partir de diferentes tipos de entradas de distribuciones de probabilidad.

El trabajo que aquí se presenta ha sido desarrollado utilizando las características geomecánicas de la clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989), puesto que es este el criterio que se ha empleado para clasificar a la masa rocosa de la Zona Prioridad 1. En este criterio están involucrados los siguientes características: la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, RQD, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, alteración o intemperización y el agua subterránea. Es decir, una gran parte de los factores que caracterizan a la masa rocosa. Si pudiéramos conocer el grado de confiabilidad de esta información, estaríamos en ventaja para poder tomar decisiones sobre los ajustes a realizar tanto en la toma de datos de campo como en los análisis de diseño, puesto que el RMR es dato de entrada para determinar por ejemplo las propiedades de resistencia de la masa rocosa, que son utilizados en los modelos numéricos para los análisis de estabilidad de las excavaciones.

En resumen, la metodología planteada para el estudio de la confiabilidad de los datos de campo o en general de las características geomecánicas aleatorias, aplicando la simulación de MonteCarlo, consiste primero en determinar la función acumulativa de

la distribución de la variable utilizando para ello dos alternativas: la ojiva tradicional y la densidad Kernel. Luego, a partir de esta función, se inicia la simulación de MonteCarlo, generando valores aleatorios entre 0 y 1, y localizando su correspondiente valor de la variable aleatoria. Mediante este procedimiento se genera “n” valores para el estudio de simulación. Todos estos cálculos fueron realizados mediante un programa de cómputo elaborado en lenguaje “R” que se presenta en el Apéndice 8.

Para determinar la confiabilidad de la variable aleatoria, se generaron hasta 5000 valores de cada característica de la masa rocosa, obteniéndose 5000 respuestas de RMR en este caso. Con esta población se determinaron los percentiles correspondientes a una confiabilidad del 95%. Estos valores corresponden a los percentiles 0.025 y 0.975. La confiabilidad de los datos observados en la respuesta RMR (Rock Mass Rating), se basó en la contabilización de cuantas respuestas están dentro del rango permitido definido por el 95% de confianza. Llevado al 100% nos indicará el porcentaje de confiabilidad. Además, se determinan otras estadísticas importantes como los límites de confianza para un valor promedio de la media, utilizando la aproximación de la normal o los índices de los percentiles.

Para el caso de los valores RMR de la Zona Prioridad 1 los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 7.1
Confiabilidad de los datos RMR – Zona Prioridad 1

Tipo de roca	Confiabilidad
Lava Andesítica (LVAND)	92.3 %
Pórfido dacítico andesítico (POR)	85.2 %
Tufos (TFM)	88.8 %
Brechas (BX)	90.9 %

Según la Tabla 7.1, la confiabilidad de los datos de calidad de la masa rocosa RMR de la Zona Prioridad 1 está entre 85.2 % y 92.3 %.

Como se repite aquí, esta metodología puede ser aplicada a cualquier variable geomecánica aleatoria a fin de estudiar su confiabilidad. Muy particularmente será de utilidad durante el proceso de toma de datos de campo; estudiando la confiabilidad, durante este proceso, se puede mejorar el muestreo de datos. Por ejemplo, en los casos del pórfido dacítico andesítico y de los tufos podría haberse mejorado la confiabilidad de los datos de campo aumentando las estaciones de mapeo geomecánico. También será de utilidad como criterio para establecer los factores de seguridad durante los análisis de diseño.

7.3 Análisis de estabilidad estructuralmente controlada

En cuanto a los resultados de los análisis de estabilidad estructuralmente controlada, estos han definido un mismo patrón de mecanismos de falla probables para la mayoría de las excavaciones asociadas a la Zona Prioridad 1: en el techo, formación de cuñas tetrahedrales y bloques biplanares que pueden descolgarse; y en las paredes, presencia

de lajamientos y formación de cuñas tetrahedrales que pueden deslizar o rotar a través de los diferentes sistemas de discontinuidades. Estos resultados son debidos a que la masa rocosa de toda la Zona Prioridad 1 presenta un arreglo estructural muy bien definido y constante. Cualquier otra excavación que sea analizada, tendrá resultados similares, la diferencia radicaré en el tamaño de los bloques potencialmente inestables según el tamaño de la excavación.

De los mecanismos de falla mencionados, y según lo que se observa in-situ, las fallas en cuñas podríán constituir las mayores inestabilidades locales. Los otros mecanismos de falla antes mencionados generarían solo inestabilidades locales menores, lo cual es avalado por las observaciones in-situ y la experiencia del personal de la mina.

Los análisis de la estabilidad de las cuñas, han indicado que estas se presentan con inestabilidad potencial en los techos de las excavaciones, pero en las paredes presentan mejor grado de estabilidad. En resumen, los resultados de estos análisis indican que en las cavidades existentes estarán presentes situaciones de inestabilidad local importantes.

7.4 Estabilidad controlada por esfuerzos

Los resultados de estos análisis han indicado que en general los factores de seguridad de la mayoría de las excavaciones de la Zona Prioridad 1 son aceptables, tanto a nivel global como a nivel local; sin embargo, también cabe mencionar que en algunos casos, en las diferentes etapas de minado, pueden ocurrir inestabilidades potenciales locales, particularmente debido a la alta densidad de excavaciones.

Los resultados obtenidos, en general han estado influenciados por los relativos bajos esfuerzos in-situ, dado que la profundidad de minado de la Zona Prioridad 1 no es aun muy significativa.

Los resultados de los análisis de estabilidad controlada por los esfuerzos, deben ser tomados como información básica para el planeamiento y diseño de la recuperación del mineral de la Zona Prioridad 1. Cada zona a recuperarse, deberá ser sometida a una evaluación de la estabilidad considerando la influencia de los esfuerzos in-situ e inducidos y también la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa, según los resultados que se obtengan se adoptarán las medidas del caso para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

A manera de contribución, hacemos el siguiente análisis sobre la confiabilidad de estos resultados. El factor común en los análisis discutidos, es que un factor de seguridad medio puede ser calculado usando un conjunto de ecuaciones. Si se asume que la distribución de parámetros contenidos en estas ecuaciones, puede ser descrita por una de las funciones de densidad de probabilidad, entonces se puede realizar un análisis de la probabilidad de falla. Desafortunadamente, este tipo de análisis no es

posible para aquellos problemas que involucran inestabilidades conducidas por los esfuerzos.

Cuando la masa rocosa circundante a una abertura subterránea esta esforzada a un nivel en la cual se inicia la falla, el comportamiento subsecuente de la masa rocosa es extremadamente complejo, y cae en la categoría de problemas que son clasificadas como ‘indeterminados’. En otras palabras, los procesos de propagación de la falla y la deformación de la masa rocosa circundante a la excavación, son procesos interactivos que no pueden ser representados por un simple conjunto de ecuaciones. Los estudios de estos problemas requieren el uso de modelos numéricos que siguen el proceso de falla progresiva, y la transferencia de carga desde los elementos fallados sobre los elementos no fracturados hasta que el equilibrio sea alcanzado, o hasta que la abertura colapse. La introducción del sostenimiento en tales modelos complica posteriormente el proceso, desde que la capacidad y las propiedades deformacionales del sostenimiento influyen en el comportamiento de la masa rocosa, sin embargo, se han desarrollado software PHASE², utilizado en esta tesis, que ha sido desarrollado específicamente para estos tipos de análisis.

Un factor clave en este análisis de inestabilidades conducidas por esfuerzos es que no hay una definición clara de la inestabilidad aceptable o de la falla. Cualquiera que ha visitado un nivel profundo de una mina estará familiarizado con una vista de la roca fracturada alrededor de la abertura subterránea y aun estas aberturas están accesibles y claramente no han ‘fallado’. En términos prácticos, la estabilidad es juzgada ser aceptable cuando la deformación de la masa rocosa es controlada y cuando los elementos de sostenimiento no están sobre-esforzados.

Mientras no sea posible usar las técnicas probabilísticas, tal como el análisis de MonteCarlo, directamente el análisis de la inestabilidad conducida por esfuerzos, es útil considerar el posible rango de parámetros de entrada cuando se trabajen con estos problemas.

De aquí, cuando se use uno de los modelos numéricos para analizar la extensión de la zona fallada alrededor de una abertura o la cantidad de sostenimiento requerido para controlar la deformación, es importante correr tal modelo varias veces para investigar la influencia de la variación en los esfuerzos aplicados, las propiedades de la masa rocosa y las características de los diferentes sistemas de sostenimiento. Esto significa que el usuario puede ganar una apreciación para la condición ‘promedio’ más probable que tiene que ser diseñada y el rango posible de variaciones que se puede tener en el campo. Estas variaciones sí pueden ser sujetas de aplicación de la metodología de determinación de la confiabilidad presentada en el Acápite 7.2.

7.5 Estabilidad del pilar de corona del Tajeo Intermedio Central

Los resultados del análisis de esfuerzos efectuados con los programas PHASE² y CPILLAR en el Acápite 6.3, indican que el pilar de corona del Tajeo Intermedio Central presenta condiciones de estabilidad adecuadas.

El resultado del análisis de hundimiento, utilizando el criterio de Laubscher indica que el techo del Tajeo Intermedio Central, actualmente tiene un radio hidráulico inferior al requerido para el inicio del hundimiento, indicando por tanto condiciones adecuadas de estabilidad.

Los resultados del análisis de hundimiento utilizando el Método Gráfico de Estabilidad, indican que el techo del Tajeo Intermedio Central se ubica en la Zona de Hundimiento. Por otro lado también revela que debido a su gran tamaño, el Tajeo Intermedio Central constituye un caso atípico de minado, no habiendo en la práctica antecedente de similares tamaños de cavidades vacías y sin sostenimiento. Por lo observado en el campo, el Método Gráfico de estabilidad para este caso resulta conservador.

Los resultados del análisis de hundimiento utilizando el criterio de Brady & Brown, indican que las condiciones de estabilidad del techo del Tajeo Intermedio Central no son muy satisfactorias sino más bien algo precarias.

Como conclusión, señalamos que los resultados de los diferentes análisis efectuados no muestran contundencia, para aseverar que las condiciones de estabilidad global del Tajeo Intermedio Central son satisfactorias. En estas condiciones resulta sumamente dificultoso hacer una predicción del posible colapso de esta excavación. La única manera de anticipar el comportamiento de la masa rocosa de la excavación en el tiempo, es mediante el monitoreo de los desplazamientos principalmente. En el siguiente capítulo se amplía este tema.

Además de los diferentes análisis realizados y comentados, el tiempo es un factor importante que influye en el comportamiento de la masa rocosa circundante a las excavaciones. Actualmente la cavidad Intermedio Central presenta el grado de estabilidad indicado en los párrafos precedentes, si bien es cierto que no ha colapsado, sin embargo, en esta cavidad y posiblemente en otras cavidades grandes se están produciendo inestabilidades locales importantes; conforme pase el tiempo, la intemperización natural de la masa rocosa, el efecto de las vibraciones producidas por las voladuras o los sismos y el efecto del agua de las perforaciones, podrían acentuar progresivamente estas inestabilidades locales pudiendo llegar a constituirse en un problema mayor, por lo que será importante adoptar las medidas que se tratan en el siguiente capítulo.

CAPÍTULO VIII

8.0 ALTERNATIVAS DE MINADO

8.1 Generalidades

Los análisis de diseño llevan a definir las diferentes alternativas para el minado de un yacimiento. Podemos obtener enseñanzas valiosas sobre el método de minado, esquemas y secuencias de avance del minado, sostenimiento, relleno, etc.

En el caso de la Zona Prioridad 1, los resultados que se presentan en este acápite corresponden a una primera etapa del estudio geomecánico. Como se mencionó en el Acápite 4.4, Condestable S.A. ha priorizado 5 zonas de estudio, según se puede ver en la Figura 4.3 y se ha comenzado con el estudio de la Zona Prioridad 1. Cabe mencionar que a la luz de este estudio realizado en la Zona Prioridad 1, se están realizando otros estudios de detalle para llegar a la implementar las recomendaciones dadas.

8.2 Método de minado

Como se mencionó en el Capítulo IV de esta tesis, en mina Condestable 2 se aplican métodos de minado de tipo mecanizado y convencional. En el primero de los casos está el método “tajeos abiertos por subniveles” (Sub Level Stoping - SLS) con taladros largos. En el segundo de los casos están los métodos de “almacenamiento provisional” (Shrinkage – SHR) y cámaras y pilares (Room & Pillar – R&P). Las características de aplicación de estos métodos fueron descritos en el citado capítulo.

Por las observaciones de campo realizadas y la evaluación de cada método de minado (Hustrulid, 2001; Nemeth, 1991; Hartman, 1992; Brown 2007), se puede concluir que los métodos de minado que se utilizan en la mina Condestable 2 y en particular en la Zona Prioridad 1, se aparejan adecuadamente a las condiciones naturales del yacimiento, por tanto, adoptando las medidas de control de estabilidad que mas adelante se indican, se pueden seguir utilizando estos métodos de minado para la futura explotación del yacimiento.

Todos los análisis efectuados han indicado, por lo menos para el caso del Tajeo Intermedio Central, que a corto plazo el riesgo de colapso no es alto, pero a largo plazo este riesgo irá en aumento. Dependiendo de los resultados del monitoreo, el cual es tratado más adelante, es recomendable que Compañía Minera Condestable S.A., considere para el futuro la posibilidad de implementar un sistema de relleno de tajeos, preferentemente con materiales secos, y que elabore un plan de relleno de cavidades que compatibilice con los planes de minado, y dentro de ello con los planes de las recuperaciones de mineral.

8.3 Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

De acuerdo al arreglo estructural que presenta la masa rocosa, existen direcciones preferenciales a las cuales en lo posible debe estar alineado el avance de las excavaciones, para lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular a las estructuras principales, de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren, cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela a las estructuras principales.

Para establecer las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, se utilizaron los resultados de las características de distribución de discontinuidades dadas en el Acápite 5.2.3 de esta tesis, el criterio de Bieniawski (1989) y una red de Schmidt. Según esto, el sistema de discontinuidades dominante tiene rumbo aproximado NE con alto buzamiento al SE, y desde que los otros dos sistemas de discontinuidades son menos importantes, la dirección preferencial de avance de las excavaciones sería de NW a SE, en esta dirección las condiciones de estabilidad serían muy favorables.

Considerando el sistema dominante y los otros dos sistemas de discontinuidades cuyos rumbos son aproximadamente similares NNW con buzamientos opuestos al NE y SW, moderado el primero y bajo el segundo, las direcciones preferenciales de avance de este arreglo estructural de la masa rocosa serían aproximadamente de N a S y de W a E. en las cuales las condiciones de estabilidad serán favorables.

En lo posible las excavaciones asociadas al minado del yacimiento Condestable 2 – Zona Prioridad 1, deben seguir la direcciones preferenciales de avance de las excavaciones indicadas en los párrafos precedentes, así se tendrán mejores condiciones de estabilidad o se utilizará menor cantidad de sostenimiento.

8.4 Dimensiones de las excavaciones

Para el caso de las labores mineras permanentes, estas por lo general tienen 4 m x 4 m de sección, y según esto, para valores de RMR igual o mayores que 51 no se requerirá sostenimiento sistemático sino solo esporádico. Para valores de RMR menores que 51 el sostenimiento a aplicarse será el recomendado más adelante en la Tabla 8.3.

Las labores temporales, similarmente tienen 4 m x 4 m de sección, y para valores de RMR igual o mayores que 51 solo se requerirá sostenimiento esporádico. Para valores de RMR menores que 51, el sostenimiento a aplicarse será el recomendado en la Tabla 8.3.

Para el caso de tajeos, en la Tabla 8.1 se dan estimados de las aberturas máximas sin

sostenimiento en diferentes calidades de masa rocosa. Cabe señalar que al decir sin sostenimiento, nos referimos a sin sostenimiento sistemático, por que el sostenimiento esporádico siempre estará presente aun en rocas de buena calidad.

Tabla 8.1
Aberturas máximas sin sostenimiento – Zona Prioridad 1

Zona o Dominio Geomecánico	Tipo de roca	Rango RMR	Aberturas máximas sin sostenimiento (m)	
			Techo Tajeos	Paredes Tajeos
A	Lava andesítica	51-68	15 - 32	22 – 55
B	Pórfido dacítico andesítico	49-67	13 - 30	20 – 50
C	Tufos	39-63	08 - 25	12 – 38
D	Brechas	34-64	06 - 27	10 - 38

Estas aberturas máximas han sido determinadas aplicando los criterios de las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1989) y Barton (1974) y los valores dados en la Tabla 8.1 deben ser tomados como referenciales. Estos valores no consideran las condiciones especiales que pudieran estar presentes en una determinada área de minado, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible, etc.

Una manera más apropiada de dimensionar los tajeos es la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad, el mismo que fue presentado y utilizado en el Capítulo VI para analizar las posibilidades de hundimiento del Tajeo Intermedio Central. Es recomendable por tanto que en el proceso de planeamiento y diseño del minado se utilice este método de cálculo de las dimensiones de los tajeos en cada área de minado en particular.

8.5 Esquema y secuencia de avance del minado

Iniciar la explotación de una mina en condiciones de masa rocosa no perturbada, es diferente a realizar recuperaciones de minerales remanentes de explotaciones pasadas, donde la masa rocosa generalmente se encuentra perturbada en diferentes grados. Esta perturbación de la masa rocosa, hace que el minado tenga que ser llevado a cabo mas cuidadosamente, previo planeamiento y diseño detallado de cada área de recuperación y con apoyo geomecánico.

En la presente tesis, se ha desarrollado la información geomecánica que puede ser utilizada para el planeamiento y diseño de cada área de recuperación. En los modelamientos numéricos realizados se ha intentado establecer secuencias de avance del minado en etapas (ver ejemplo en el Apéndice 5); los resultados del análisis de estabilidad local y global indican áreas donde las recuperaciones procederían sin

mayores problemas, pero también se brinda información sobre áreas de inestabilidad potencial anticipadas, principalmente en estas áreas será necesario llevar a cabo un planeamiento y diseño cuidadoso, de tal manera de establecer apropiados esquemas y secuencias de avance del minado para lograr condiciones de estabilidad satisfactorias.

Para evaluar las condiciones de estabilidad de las áreas potencialmente inestables, indicadas en los resultados de los modelamientos numéricos efectuados, será importante tomar en cuenta también la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa, identificando las estructuras principales y los mecanismos de falla cinemáticamente posibles así como sus factores de influencia, principalmente el agua proveniente de la perforación.

8.6 Voladura

Desde el punto de vista de la voladura hay dos aspectos importantes: el primero relacionado a los resultados de la voladura primaria y el segundo relacionado a la influencia que estos tienen sobre la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Con referencia a los resultados de la voladura primaria, en algunos lugares de la mina se han observado problemas a causa del arreglo estructural de la masa rocosa o presencia de geoestructuras significantes. Estos problemas consisten que al disparar una fila, el proceso de la voladura se lleva la siguiente o siguientes filas malográndose los taladros y resultando en grandes bloques que requieren de voladura secundaria. En este sentido, en esta tesis se tiene ahora disponible una información estructural valiosa, para poder diseñar mejor la perforación y voladura. Es recomendable usar esta información.

Con referencia a la influencia de la voladura sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, es necesario considerar que cuando se producen voladuras incontroladas, las vibraciones que estas generan en el terreno influyen en la estabilidad de las excavaciones, particularmente en las cavidades grandes. Con las sucesivas voladuras, se va debilitando la masa rocosa de los contornos de las excavaciones y progresivamente van fallando y agrandando la excavación. A fin de evitar o minimizar esta influencia, se dan las siguientes recomendaciones:

- Es recomendable efectuar voladuras cuidadosamente diseñadas para controlar la estabilidad de los contornos de las excavaciones, principalmente de las paredes. En estas últimas se debe utilizar algunas de las técnicas conocidas de voladura controlada.
- Es recomendable realizar mediciones de la velocidad pico de partícula, para medir el grado de vibración de la masa rocosa en las cavidades más grandes y calcular la cantidad de carga explosiva instantánea por retardo. Un valor estándar de velocidad

pico de partícula máximo internacionalmente aceptado para no producir daños en la masa rocosa es 2 pulg/seg. Tomando inicialmente este valor, se puede estimar la carga explosiva instantánea por retardo, para diferentes distancias del centro de gravedad de la voladura al sitio que se quiere proteger.

- Es recomendable que las voladuras secundarias se realicen en áreas sólidas de la mina alejadas de las cavidades vacías. Se ha observado que las voladuras secundarias, se realizan en las ventanas que dan a las cavidades vacías, lo cual influye adversamente en la estabilidad de estas excavaciones, debilitando gradualmente a la masa rocosa por las vibraciones producidas.

8.7 Sostenimiento

Por las condiciones geomecánicas favorables de la masa rocosa del yacimiento, a través de la vida de la mina prácticamente no se ha utilizado el sostenimiento. Es muy raro en la mina Condestable 2 ver excavaciones sostenidas. En casos muy aislados se hay utilizado split sets y en un tramo de una de las rampas se ha utilizado cimbras. Dados estos antecedentes, y los resultados de los análisis del Capítulo VI, es necesario elaborar los estándares de sostenimiento para mina Condestable 2 y en particular para la zona Prioridad 1.

Para propósitos de estandarizar el sostenimiento, se recomienda adoptar el criterio de Bieniawski (1989), y en esta tesis se propone la modificación de este criterio que se presenta en la Tabla 8.2 (Córdova, 2004, 2005, 2007). La modificación señalada consiste en subdividir a cada clase de masa rocosa en dos categorías, por ejemplo a la masa rocosa de calidad Regular (RMR 41-60) la subdividimos en Regular A (RMR 51-60) y Regular B (RMR 41-50). Esta subdivisión atiende al hecho de dosificar mejor el sostenimiento y al autor de esta tesis le ha dado buenos resultados en aplicaciones del sostenimiento en muchas minas y obras civiles.

Tabla 8.2
Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 20	Muy Mala

Como el rango de variación de la calidad de la masa rocosa, expresado en valores RMR varía desde 34 hasta 68, en mina Condestable 2 – Zona Prioridad 1 se presentan rocas de calidades Mala A (IVA), Regular B (IIIB), Regular A (IIIA) y Buena (II). El sostenimiento recomendado para el caso de las labores de avance de 3.5 m x 3.5 m a 4 m x 4 m de sección, según calidades de masa rocosa es el siguiente:

Tabla 8.3
Sostenimiento para las labores de avance

Tipo de roca	Excavaciones temporales	Excavaciones permanentes
II RMR 61-80 IIIA RMR 51-60	Generalmente no requiere sostenimiento. De ser requerido, colocar split sets aislados ya sea en paredes y/o techos e intersecciones.	Generalmente no requiere sostenimiento. De ser requerido, colocar pernos aislados (cementados o con resina) ya sea en las paredes y/o techos y en intersecciones de labores mineras.
IIIB RMR 41-50	Colocar en forma sistemática split sets de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.5 m. Si el terreno lo requiere con malla electrosoldada.	Colocar en forma sistemática pernos (cementados o con resina), de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.5 m. Si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada. Alternativamente shotcrete de 2" de espesor.
IVA RMR 31-40	Colocar en forma sistemática split sets de 7 pies de longitud, espaciados de 1 a 1.5 m, con malla metálica y de ser necesario una capa de shotcrete de 2" de espesor. El sostenimiento debe ser instalado con el avance de la excavación.	Colocar en forma sistemática pernos (cementados o con resina) de 7 pies de longitud, espaciados cada 1 m con malla metálica y una capa de shotcrete de 3" de espesor. Alternativamente, en lugar de la malla se puede reforzar el shotcrete con fibras de acero. Sostenerse con el avance de la excavación. .

Para el caso de los tajeos nuevos de gran tamaño, en el método de minado SLS, una alternativa de reforzamiento de la masa rocosa del entorno del tajeo podría ser la tecnología de cablebolt (Hutchinson, 1996), pero según la experiencia del autor en esta tecnología, si se quiere que este reforzamiento sea efectivo es necesario utilizar estándares internacionales referentes a: materiales y equipos, procedimientos de instalación, incluyendo personal altamente capacitado, y verificación del rendimiento de los cablebolts. El control de calidad es una actividad muy importante en esta tecnología, de lo contrario puede ser altamente riesgosa su utilización. Es recomendable además, que los tajeos del SLS sean de no ingreso del personal y que la operación de limpieza sea llevada a acabo con equipo a control remoto.

Para el caso de los tajeos relacionados a los métodos de minado SHR y R&P, el sostenimiento de los techos podría adecuarse a lo recomendado en la Tabla 8.3 para excavaciones temporales. Según cómo varíen las dimensiones de los tajeos, en particular de las cámaras, el sostenimiento debe ser estimado de manera particular.

8.8 Relleno

El relleno de los tajeos, es otra actividad que a lo largo de los años que viene operando la mina Condestable 2 no ha tenido aplicación. Hasta donde se tiene conocimiento, no se ha utilizado ningún tipo de relleno de tajeos. Por las condiciones geomecánicas favorables de la masa rocosa, todos los tajeos se suelen dejar abiertos, habiéndose así

conformado una serie de cavidades, en algunos casos de dimensiones muy grandes no comunes en la minería mundial, como es el caso del Tajeo Intermedio Central o Intermedio Norte, descritos en los capítulos anteriores.

Si bien es cierto que los métodos de minado que se utilizan en mina Condestable 2 no contemplan la operación de relleno de tajeos, sin embargo, en determinados casos el relleno será necesario para propósitos específicos, como por ejemplo para mantener condiciones de estabilidad adecuadas de las grandes cavidades en el transcurso del tiempo.

Los relaves que se producen en la planta de beneficio son los materiales que se tienen disponibles para ser utilizados como relleno. Como las grandes cavidades tienen numerosos accesos, sería una tarea bastante grande colocar barreras en todas estas excavaciones para rellenar con relleno hidráulico, en tal sentido sería mejor utilizar los relaves secos; el uso de estos materiales contribuiría además a aliviar el problema de espacios superficiales para su disposición y a mejorar los aspectos medioambientales.

Por otro lado, el desmonte rocoso que sale de la mina a superficie, puede ser colocado como relleno de las cavidades grandes, que en este caso se convertirían en depósitos de desmonte. Esto significaría doble ventaja: primero, se asegurarían las condiciones de estabilidad de estas cavidades grandes, y segundo, se bajarían los costos de transporte del desmonte desde interior mina a las canchas de desmonte ubicadas en la superficie. Este aspecto ya está en proceso de implementación por parte de Compañía Minera Condestable S.A.

8.9 Monitoreo

Piteau Associates Engineering Ltd. recomendó en un estudio que efectuó entre 1985 y 1986 los siguientes sistemas de instrumentación para el Tajeo Intermedio Central:

- Monitoreo de convergencias de galerías con extensómetro de cinta (“tape extensometer”), a fin de evaluar las deformaciones de la masa rocosa y el desplazamiento de las fallas.
- Monitoreo de desplazamientos en la caja techo y en el techo con extensómetros de taladros de posición múltiple (“MPBX – Multi Position Borehole Extensometer”).
- Monitoreo de cargas y esfuerzos con “celdas de carga” en el pilar central que debería haber quedado en este tajeo, pero que fue extraído en el minado posterior.
- Monitoreo microsísmico de los ruidos de la roca, para anticiparse a un posible colapso súbito o hundimiento.

De estas recomendaciones, fueron implementados los dos primeros señalados, es decir el monitoreo de convergencias y el monitoreo de desplazamientos, pero no se tienen disponibles los registros de las mediciones realizadas ni se conoce el periodo de las mediciones. Actualmente solo se observan vestigios de estas instrumentaciones, como algunos puntos de control y taladros con las varillas instaladas.

La instrumentación recomendada por Piteau Associates es la ideal para evaluar las condiciones reales de estabilidad de las excavaciones y para prever cualquier situación de riesgo para el personal, los equipos y para la operación misma, asimismo para adoptar medidas correctivas oportunamente. En nuestro país ya se utilizan todas estas tecnologías en diferentes operaciones mineras. El autor de esta tesis ha estado involucrado en la implementación de estos sistemas de monitoreo en minas del país y del extranjero.

A corto plazo es recomendable que en mina Condestable 2 se implemente por lo menos el monitoreo de convergencias con “extensómetro de cinta” y el monitoreo topográfico con “estación total”, que son sistemas sencillos pero efectivos. A mediano plazo es recomendable que se implementen los otros sistemas de monitoreo indicados líneas arriba.

El monitoreo de convergencias con “extensómetro de cinta” en estaciones de medición estratégicamente ubicadas es una herramienta útil para detectar movimientos de la masa rocosa circundantes a las excavaciones, siendo altamente recomendable que se instalen estaciones de medición en los lugares marcados en los planos que acompañan a la presente tesis (Láminas 49, 50 y 51). Se debe al respecto elaborar un plan de acciones en donde se vean los detalles para la implementación de este sistema de monitoreo.

Por otro lado, para detectar movimientos de subsidencia de la masa rocosa puede ser muy útil llevar a cabo un monitoreo topográfico de puntos de control ubicados en superficie, encima del Tajeo Intermedio Central, desde una base de control fija y estable ubicada convenientemente en el área de coordenadas aproximadas 14,430N y 15,250E, en el cerro que se encuentra al SW. Los puntos de control podrían ser un número de cuatro, uno ubicado en la parte central de la proyección en superficie del tajeo y tres ubicados rodeando al primero y formando un triángulo. El equipo de medición a utilizarse debe ser una estación total, con una precisión en la medida angular de 1.0 segundo y en la medida de distancia que permita detectar desplazamientos milimétricos. Similarmente a lo señalado para el caso del monitoreo de convergencias, en el caso del monitoreo topográfico también deberá elaborarse un plan de acciones detallado.

En el futuro, en función de los resultados que se vayan obteniendo con estos sistemas de monitoreo, se irá evaluando la necesidad de implementar otros sistemas de instrumentación. Adicionalmente se deberá llevar a cabo un monitoreo subterráneo

visual a través de inspecciones de las labores mineras, para lo cual se designará al personal que tendrá esta responsabilidad. Este personal deberá inspeccionar las labores mineras periódicamente y deberá reportar cualquier signo de inestabilidad en los diferentes componentes estructurales de la mina, como agrietamientos, fallas locales, caídas de bloques rocosos, presencia de agua donde antes no había, etc., los cuales deberán ser registrados en un cuaderno especialmente destinado a esta actividad.

8.10 Implementación de programa geomecánico

En los Capítulos I y II se han abordado los detalles de este tema concerniente a la práctica de la moderna ingeniería de minas, y para que se lleve a cabo este programa es necesaria que las actividades sean conducidas en el medio ambiente organizacional descrito en el Capítulo I.

Hoy en día, casi todas las empresas mineras del país, de la mediana minería y de la gran minería, han conformado su Departamento de Geomecánica y tienen implementados programas geomecánicos permanentes para apoyar al planeamiento, diseño y operación de sus minas. Es recomendable que Compañía Minera Condestable S.A., también conforme su Departamento de Geomecánica e implemente su programa geomecánico.

Uno de los aspectos importantes para llevar a cabo buenos programas geomecánicos es la capacitación del propio personal del Departamento de Geomecánica, del personal de Supervisión y del personal de empleados y obreros de la mina. La capacitación del personal de Geomecánica debe ser especializada, a través de cursos de postgrado, eventos técnicos, visitas a otras minas de interés, visitas a centros de investigación, a laboratorios, etc. El personal de Geomecánica deberá ser el encargado de capacitar al resto del personal de la mina. De esta manera habrá una integración en el trabajo geomecánico y así se lograrán altos estándares de seguridad y eficiencia en la operación minera.

Otro aspecto importante para llevar adelante el programa geomecánico es que se dote al personal responsable de esta área de las herramientas tecnológicas mínimas necesarias, que comprende principalmente a los equipos e instrumentos de ingeniería y al software. Los equipos e instrumentos de ingeniería básicos son una brújula, una cinta métrica, una picota, una lámpara de largo alcance, un distómetro, un martillo Schmidt de dureza, un extensómetro de cinta, un equipo de carga puntual, y un probador de pernos de roca (rock bolt tester). El software básico para aplicaciones en minado subterráneo puede ser la serie de programas de Rocscience Inc. como el DIPS, UNWEDGE, PHASE², CPILLAR, EXAMINE^{2D}, EXAMINE^{3D}, ROCSUPPORT, etc., que son muy útiles para el trabajo de modelamientos matemáticos. En la medida que la empresa disponga de mayores recursos financieros, se podrá adquirir software más elaborados como el FLAC (2D, 3D), UDEC, TRIDEC, etc. Es recomendable que la empresa adquiera por lo menos las herramientas tecnológicas básicas.

8.11 Otros aspectos

Se ha observado en la mina que la limpieza del mineral se realiza con scoops que no están provistos de mecanismos de control remoto. Es práctica usual en el método de minado “tajeos abiertos por subniveles” utilizar estos mecanismos de seguridad.

Es necesario que se coloquen avisos de advertencia, en los lugares de acceso a las grandes cavidades vacías o en los lugares donde se registren filtraciones de agua en la masa rocosa, provenientes de las operaciones de perforación de los niveles superiores.

Es recomendable que se actualice la información topográfica subterránea, principalmente en las áreas de las cavidades grandes y sus entornos. Este trabajo será importante para el conocimiento de la real situación en que se encuentran las cavidades y será beneficioso para apoyar a las recuperaciones de reservas remanentes. Hoy en día se puede medir con bastante precisión los contornos de las excavaciones grandes, con la tecnología OPTECH por ejemplo, particularmente con estas mediciones se conocerán las cargas de materiales caídos en el piso de las cavidades, lo cual es importante para el planeamiento y diseño de las recuperaciones de mineral ubicadas por debajo del piso de las cavidades.

CAPÍTULO IX

9.0 CONCLUSIONES

- 9.1 La ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica importante para lograr mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones mineras. Las actividades geomecánicas que se realizan en una mina subterránea requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con la explotación de la mina, siguiendo los aspectos fundamentales presentados en el Capítulo I.
- 9.2 Un programa geomecánico efectivo debe estar orientado al establecimiento de planes de minado coherentes y también a establecer los estándares de los diferentes parámetros geomecánicos relacionados con el minado. Los componentes de un programa geomecánico involucran: la caracterización del sitio, la formulación del modelo mina, los análisis de diseño, el monitoreo del rendimiento de la roca y los análisis retrospectivos. Dentro de este esquema adquiere mucha importancia la preparación de la información geomecánica básica para los análisis de diseño.
- 9.3 El caso de la Zona Prioridad 1 de la Mina Condestable 2, ha brindado la oportunidad para mostrar una aplicación práctica de todos los conceptos dados en los Capítulos I y II, dirigido a suministrar las alternativas adecuadas de minado para el control de la estabilidad de las cavidades existentes, en especial de las cavidades de mayor tamaño que se han dejado como parte de la explotación pasada, y para lograr una mayor recuperación de las reservas del mineral remanente de esta zona.
- 9.4 En la Zona Prioridad 1, se observa la presencia de rocas volcánico sedimentarias conformadas principalmente por lavas andesíticas, tufos y aglomerados, y brechas piroclásticas. Cortando a estas rocas se observa la presencia de rocas intrusivas conformadas por diques de pórfidos dacítico-andesíticos y en menor extensión por diques doleríticos. La mineralización está asociada mayormente a los tufos y a las brechas, en forma de vetas, mantos y diseminados, en las diferentes unidades litológicas del área.
- 9.5 El arreglo estructural de toda el área de estudio está muy bien definido por tres sistemas de discontinuidades: Sistemas 1, 2 y 3. Sus orientaciones en rumbo y buzamiento son respectivamente: N42°E - 77°SE, N37°W - 64°NE, N30°W - 36°NE. El Sistema 1, el dominante, y el Sistema 2 están conformados por fallas y diaclasas; y el Sistema 3, por juntas de estratificación. Hay un cuarto sistema secundario de rumbo N63°E y buzamiento 71°NW, formado por diaclasas.

- 9.6 Los Sistemas 1 y 2 de discontinuidades estructurales están muy bien desarrollados en todos los tipos de roca, el Sistema 3 está mejor desarrollado en la lava andesítica y en la brecha, moderadamente desarrollado en los tufos y débilmente desarrollado en el pórfido dacítico-andesítico. El Sistema 4 se manifiesta mejor en el pórfido dacítico andesítico.
- 9.7 En el Capítulo V (Acápite 5.2.4) se describen las principales características estructurales de las fallas de los Sistemas 1 y 2, de las diaclasas y de las juntas de estratificación. Estas características comprenden: el espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, intemperización y presencia del agua subterránea.
- 9.8 Según el criterio de Bieniawski (1989), la lava andesítica es de calidad Buena (RMR 51 a 68 - promedio 63), el pórfido dacítico-andesítico es de calidad Regular a Buena (RMR 49 a 67 - promedio 58), los tufos son de calidad Regular a Buena (RMR 39 a 63 - promedio 55), y las brechas son de calidad Regular (RMR 34 a 64 - promedio 49). En los tufos y en las brechas, están involucradas tanto la roca estéril como la roca mineralizada, siendo estas de similar calidad.
- 9.9 La zonificación geomecánica de la masa rocosa ha indicado que los dominios estructurales están asociados al tipo de roca, según este criterio, se han establecido cuatro zonas o dominios geomecánicos: Dominio A conformado por lava andesítica, Dominio B conformado por pórfido dacítico andesítico, Dominio C por tufos y Dominio D por brechas. Las características de calidad de estos dominios, corresponden a las características de calidad del tipo de rocas que lo conforman, con los valores de RMR dados en la conclusión anterior.
- 9.10 En el Capítulo V (Acápite 5.5) se presentan las propiedades físicas mecánicas de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa. Estas propiedades son concordantes con rocas intactas de alta resistencia (dominios A, B, C y D con resistencias compresivas uniaxiales promedias de 140, 110, 120 y 90 MPa respectivamente) y discontinuidades de resistencia moderada (cohesión de 35 a 75 KPa y ángulo de fricción de 30° a 32°). En el Cuadro 5.10 se presenta un resumen de las propiedades de resistencia de la masa rocosa.
- 9.11 Las condiciones de presencia de agua desde la superficie hasta el Nv. - 100 o - Nv. 120 son por lo general secas. Las zonas de humedad y en algunos casos de goteos esporádicos están asociadas al agua proveniente de las operaciones de perforación para la voladura. El agua de filtración de las perforaciones, tiene efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas. En los niveles inferiores la presencia del agua es significativa, debido a las filtraciones provenientes de la perforación y posible napa freática presente en el lugar.

- 9.12 Para propósitos de analizar los esfuerzos y las deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas, se ha estimado que el esfuerzo vertical in-situ es 4.0 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada en 1.0.
- 9.13 Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, se ha investigado los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos. Básicamente se analizaron la estabilidad controlada por el arreglo estructural de la masa rocosa y la estabilidad controlada por los esfuerzos. Adicionalmente, se analizó las posibilidades de hundimiento de la masa rocosa en la cavidad Intermedio Central, considerada como la más crítica de la zona de evaluación.
- 9.14 Para los análisis de estabilidad controlada por el arreglo estructural de la masa rocosa se tomaron en cuenta solo las cavidades más grandes: Tajeo Intermedio Central, Tajeo Intermedio Norte y Tajeo 240. Para todos estos casos analizados, los mecanismos de falla cinemáticamente posibles son: en el techo, formaciones de cuñas tetrahedrales y bloques biplanares que pueden descolgarse; en las paredes, los lajamientos y la formación de cuñas tetrahedrales que pueden deslizarse o rotar a través de los diferentes sistemas de discontinuidades estructurales indicados en el Cuadro 5.1.
- 9.15 De los mecanismos de falla mencionados, y según lo que se observa in-situ, las fallas en cuñas podrían constituir las mayores inestabilidades locales. Los otros mecanismos de falla generarían solo inestabilidades locales menores, lo cual es avalado por las observaciones in-situ y la experiencia del personal de la mina. Los análisis de la estabilidad de las cuñas, han indicado que estas se presentan con inestabilidad potencial en los techos de las excavaciones (factores de seguridad menores que 1), pero en las paredes presentan mejor grado de estabilidad (factores de seguridad mayores que 1.3). En resumen, los resultados de estos análisis indican que en las cavidades existentes estarán presentes situaciones de inestabilidad local importantes en el techo.
- 9.16 La semejanza de los resultados obtenidos en el análisis de estabilidad estructuralmente controlado, se debe al arreglo estructural de la masa rocosa que se presenta muy bien definido en toda la Zona Prioridad 1. Se concluye entonces, que en cualquier excavación que sea analizada, se presentarán resultados similares según la orientación de la excavación, la diferencia radicarán en el tamaño de los bloques potencialmente inestables, que estarán en función al tamaño de la excavación bajo consideración.
- 9.17 Los resultados del análisis de estabilidad controlado por los esfuerzos utilizando el programa PHASE2 son presentados en el Anexo 5. Se ha

modelado en primer lugar, el estado actual como se encuentran las excavaciones, y a partir de la situación actual se ha modelado la situación futura de recuperación de las reservas remanentes de mineral. Estos revelan que la mayoría de las excavaciones (incluyendo el pilar de corona del Tajeo Intermedio Central) tienen factores de seguridad aceptables, pero también se puede observar en algunas áreas del contorno de algunas excavaciones inestabilidades potenciales, particularmente en las zonas donde se presenta mayor densidad de excavaciones.

- 9.18 Los resultados del análisis de estabilidad controlado por esfuerzos, pueden ser tomados como información básica para el planeamiento y diseño de las recuperaciones del mineral remanente y como complemento del análisis estructuralmente controlado. Cuando se tenga determinada que área será recuperada, se observará el grado de estabilidad anticipada para dicha área y según ello se adoptarán las medidas más adecuadas que permitan un explotación segura. Para la recuperación, asimismo será importante la evaluación de la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa del área de recuperación. Para realizar este trabajo, será también importante que el personal de la mina esté capacitado y cuente con las herramientas adecuadas, entre las cuales está el software necesario.
- 9.19 Los resultados del análisis de estabilidad del pilar de corona ubicado sobre el Tajeo Intermedio Central, utilizando el programa CPILLAR, revelan que este presenta condiciones adecuadas de estabilidad (factor de seguridad 2.99), sin embargo es necesario indicar que en este análisis se está considerando un medio pseudocontinuo, sin tomar en cuenta la influencia de la presencia de discontinuidades principales, por lo cual deberá complementarse con la evaluación de la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa sobre las condiciones de estabilidad.
- 9.20 El resultado del análisis de hundimiento utilizando el criterio de Laubscher, indica que el techo del Tajeo Intermedio Central, actualmente tiene un radio hidráulico (23.3) inferior al requerido para el inicio del hundimiento (26).
- 9.21 Los resultados del análisis de hundimiento utilizando el Método Gráfico de Estabilidad indican que el techo del Tajeo Intermedio Central se ubica en la Zona de Hundimiento con número de estabilidad $N' = 8.55$ y radio hidráulico $S = 23.3$. Por otro lado, también revela que debido a su gran tamaño, el Tajeo Intermedio Central constituye un caso atípico de minado, no habiendo en la práctica antecedente de similares tamaños de cavidades vacías y sin sostenimiento. En estas condiciones este método resulta conservador.
- 9.22 Los resultados del análisis de hundimiento utilizando el criterio de Brady & Brown, indican que las condiciones de estabilidad del techo del Tajeo Intermedio Central son precarias, pasando ligeramente las condiciones de equilibrio límite (factor de seguridad de 1.17).

- 9.23 Los resultados de los diferentes análisis de hundimiento del techo del Tajeo Intermedio Central, no muestran contundencia para aseverar que las condiciones de estabilidad global de esta cavidad son satisfactorias. En estas condiciones resulta sumamente dificultoso hacer una predicción del posible colapso de esta excavación. La única manera de anticipar el comportamiento de la masa rocosa de la excavación en el tiempo es mediante el monitoreo.
- 9.24 Además de los diferentes análisis realizados y comentados, el tiempo es un factor importante que influye en el comportamiento de la masa rocosa circundante a las excavaciones. Actualmente la cavidad Intermedio Central presenta el grado de estabilidad indicado en los párrafos precedentes, si bien es cierto que no ha colapsado, sin embargo, en esta cavidad y posiblemente en otras cavidades grandes se están produciendo inestabilidades locales importantes; conforme pase el tiempo, la intemperización natural de la masa rocosa, el efecto de las vibraciones producidas por las voladuras y el efecto del agua, podrían acentuar progresivamente estas inestabilidades locales llegando a constituirse en un problema significativo si es que no se adoptaran las medidas que se recomiendan.
- 9.25 Como una contribución de esta tesis a la comunidad geomecánica se ha desarrollado una metodología, presentado en el Capítulo VII y en el Apéndice 8, para determinar la confiabilidad de los parámetros geomecánicos básicos, utilizando simulaciones de MonteCarlo. Tomando como referencia la calidad de la masa rocosa RMR se ha determinado con dicha metodología que la confiabilidad de los valores determinados para la Zona Prioridad 1 está entre el 85.2 % y 92.3 %. Esta metodología puede ser aplicada a todo parámetro geomecánica aleatorio y puede servir como criterio para mejorar la toma de datos de campo o laboratorio y para establecer los factores de seguridad en los análisis de diseño.

CAPÍTULO X

10.0 RECOMENDACIONES

- 10.1 Dentro de la metodología planteada para la aplicación de la geomecánica al minado subterráneo, la preparación de la información básica juega un rol importante. Al respecto es recomendable seguir la secuencia: mapeos geotécnicos; caracterización, clasificación geomecánica y zonificación geomecánica de la masa rocosa; definición de los parámetros de comportamiento mecánico de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa; y, evaluación de las condiciones de presencia del agua y de los esfuerzos in-situ. Todo ello siguiendo los criterios establecidos en el Capítulo II. En la medida que esta información sea cuantitativa y cualitativamente superior, los diseños serán de mayor confiabilidad. Para evaluar esta confiabilidad es recomendable utilizar la metodología que se presenta en el Capítulo VII y Apéndice 8.
- 10.2 Las herramientas de cálculo que sean seleccionadas para el dimensionamiento geomecánico, deben estar aparejadas a los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa involucrada con el minado, ya sea conducida por la gravedad o por los esfuerzos. La interpretación y análisis de los resultados del uso de estas herramientas de cálculo, deben ser complementados con el criterio o juicio del ingeniero, y antes de ser dados por válidos deben ser comparados con las experiencias pasadas y deben ser sometidos a un periodo de comprobación en la propia mina. El proceso de retroalimentación llevará a la mejora continua.
- 10.3 Respecto al caso de la Zona Prioridad 1 de la Mina Condestable 2, los resultados de la aplicación de la metodología geomecánica desarrollada en este trabajo de tesis, han conducido a dar las recomendaciones que se mencionan a continuación en relación a las alternativas de minado de esta parte del yacimiento.
- 10.4 Los métodos de minado que actualmente se vienen utilizando, se aparejan adecuadamente a las condiciones naturales del yacimiento, por tanto, adoptando las medidas de control de estabilidad que mas adelante se indican, se pueden seguir utilizando estos métodos de minado.
- 10.5 Debido a que las recuperaciones ocurrirán en condiciones de un macizo rocoso perturbado por la anterior explotación, es recomendable que el minado sea llevado a cabo cuidadosamente, previo planeamiento y diseño detallado de cada área de recuperación y con apoyo geomecánico.
- 10.6 A fin de establecer apropiados esquemas y secuencias de avance del minado para lograr condiciones de estabilidad satisfactorias en las recuperaciones, es

recomendable utilizar la información geomecánica que se brinda en la presente evaluación. Particularmente será importante focalizar la atención en las áreas de recuperación, en las cuales se anticipan inestabilidades potenciales según los resultados del análisis de estabilidad local y global por la influencia de esfuerzos. En estas áreas será importante tomar en cuenta la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa, identificando las estructuras principales y los mecanismos de falla cinemáticamente posibles así como sus factores de influencia, principalmente el agua de la perforación.

10.7 A fin de evitar o minimizar la influencia de la voladura sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado se recomienda lo siguiente:

- Efectuar voladuras cuidadosamente diseñadas, para controlar la estabilidad de los contornos de las excavaciones, principalmente de las paredes. En estas últimas se debe utilizar algunas de las técnicas conocidas de voladuras controladas.
- Utilizar la información geomecánica resultante de la presente evaluación para el diseño de la perforación y voladura, a fin de mejorar el problema encontrado de que al disparar una fila, el proceso de la voladura se lleva la siguiente o siguientes filas malográndose los taladros. La información del arreglo estructural de la masa rocosa o presencia de geoestructuras será valiosa al respecto.
- Realizar mediciones de la velocidad pico de partícula, para medir el grado de vibración de la masa rocosa en las cavidades más grandes y graduar la cantidad de carga explosiva instantánea por retardo, para diferentes distancias del centro de gravedad de la voladura al sitio que se quiere proteger. Para el inicio de las mediciones se debe tomar una velocidad pico de partícula máximo de 2 pulg/seg.
- Las voladuras secundarias deben realizarse en áreas sólidas de la mina alejadas de las cavidades vacías, para evitar el debilitamiento gradual de la masa rocosa por efecto de las vibraciones.

10.8 En el Capítulo VIII (Acápito 8.7), se especifican los sistemas de sostenimiento recomendables para el control de la estabilidad de las labores mineras temporales y permanentes, en función de la calidad de la masa rocosa. Para la definición de la calidad de la masa rocosa, en esta tesis se está proponiendo una modificación al criterio de clasificación geomecánica de Bieniaswki (1989), basado en los buenos resultados obtenidos en un número considerable de aplicaciones de este nuevo criterio. Los sistemas de sostenimiento que se han especificado, pueden ser tomados como estándares iniciales de sostenimiento.

- 10.9 Todos los análisis efectuados indican, por lo menos para el Tajeo Intermedio Central, que a corto plazo el riesgo de colapso no es alto, pero a largo plazo este riesgo irá en aumento. Dependiendo de los resultados del monitoreo, es recomendable que Compañía Minera Condestable S.A., considere la implementación de un plan de relleno de las cavidades de mayores dimensiones. Lo más cercano podría ser el uso del desmonte rocoso de mina, en lugar de sacarlo hasta la superficie, este desmonte podría ser usado para el relleno de cavidades. Esto significaría doble ventaja: primero, se asegurarían las condiciones de estabilidad de estas cavidades grandes, y segundo, se bajarían los costos de transporte del desmonte desde interior mina a las canchas de desmonte ubicadas en la superficie. Este aspecto ya está en proceso de implementación por parte de Compañía Minera Condestable S.A.
- 10.10 El monitoreo de convergencias en estaciones de medición estratégicamente ubicadas, es una herramienta útil para detectar movimientos de la masa rocosa circundante a las excavaciones, siendo muy recomendable que se implemente este tipo de instrumentación, en los lugares marcados en los planos que acompañan al presente informe.
- 10.11 Para detectar movimientos de subsidencia de la masa rocosa ubicada sobre el Tajeo Intermedio Central, será muy útil llevar a cabo el monitoreo topográfico que se indica en el Capítulo VIII. Como mínimo este monitoreo topográfico y el monitoreo de convergencias deben ser implementados. En el futuro, en función de los resultados que se vayan obteniendo con estos sistemas, se evaluará la necesidad de implementar otros sistemas de instrumentación. Adicionalmente se deberá llevar a cabo un monitoreo subterráneo visual, a través de inspecciones de las labores mineras tal como se indica en el Capítulo VIII.
- 10.12 Es altamente recomendable que Compañía Minera Condestable S.A. implemente un programa geomecánico permanente, con personal capacitado que disponga de las herramientas mínimas necesarias (equipos de ingeniería y software), tal como se especifica en el Capítulo VIII.
- 10.13 Se ha observado en la mina que la limpieza del mineral, se realiza con scoops que no están provistos de mecanismos de control remoto. Es práctica usual en el método de minado “tajeos abiertos por subniveles” con taladros largos, utilizar estos mecanismos de seguridad.
- 10.14 Es necesario que se coloquen avisos de advertencia en los lugares de acceso a las grandes cavidades vacías o en los lugares donde se registren filtraciones de agua en la masa rocosa provenientes de las operaciones de perforación de los niveles superiores.
- 10.15 Es recomendable que se actualice la información topográfica subterránea, principalmente en las áreas de las cavidades grandes y sus entornos. Este

trabajo será importante para el conocimiento de la real situación en que se encuentran las cavidades y será beneficioso para apoyar a las recuperaciones de reservas remanentes. Hoy en día, se puede medir con bastante precisión los contornos de las excavaciones grandes, con la tecnología OPTECH por ejemplo, particularmente con estas mediciones se conocerán las cargas de materiales caídos en el piso de las cavidades, lo cual es importante para el planeamiento y diseño de las recuperaciones de mineral ubicadas por debajo del piso de las cavidades.

CAPÍTULO XI

11.0 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 1) Barton, N.R. and Bandis, S.C., 1990 “Review of predictive capabilities of JRC-JCS model in engineering practice” In Rock Joints. Proc. Int. Sym. On Rock Joints. Loen, Norway (ed. Barton and Stephansson) Rotterdam Balkema. 603-610.
- 2) Barton, N.R., Lien, R. and Lunde, J., 1974 “Engineering classification of rock masses for the design of Tunnel support” Rock Mech. 6. 189-239.
- 3) Bieniawski Z.T., 1989 “Engineering Rock Mass Clasification” Wiley – Interscience Publication.
- 4) Brady B.H.G. & Brown E.T., 1985-2004 “Rock Mechanics for Underground Mining” George Allen & Unwin – London.
- 5) Brown E.T., 2007 “Underground Mining Geomechanics – Module 04” Master’s Program in Mining Geomechanics – Faculty of Engineering – Universidad de los Andes – Santiago de Chile.
- 6) Brown E.T., 1981 “Rock Characterization Testing and Monitoring” ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics (ISRM).
- 7) Córdova R., N.D., 2007 “Dimensionamiento Geomecánico del Minado Subniveles con Taladros Largos de Natasha Bloque 2 y de Nicolás – Mina Iván – Antofagasta – Chile” Informe Técnico preparado para Minera Rayrock Ltda.
- 8) Córdova R., N.D., 2007 “Copias del Curso Caracterización de los Macizos Rocosos en Minería y Obras Civiles” Master Aprovechamiento Sostenible de los Recursos Minerales Lima Perú Programa ALFA (América Latina Formación Académica), auspiciado por la Comunidad Económica Europea.
- 9) Córdova R., N.D. y Colaboradores, 2007 “Evaluación Geomecánica del Método de Minado de Mina Santa Pancha – El Limón – Nicaragua“. Informe Técnico preparado para Glencairn Gold Corporation.
- 10) Córdova R., N.D. y Colaboradores, 2005 “Evaluación Geomecánica de la Mina Bolivar y del Proyecto Mina Popó – Oruro – Bolivia” Informe Técnico preparado para Compañía Minera del Sur S.A. COMSUR S.A.
- 11) Córdova R., N.D., 2004 “Evaluación Geomecánica para el Método de Minado del Proyecto San José – Patagonia – Argentina” Informe Técnico preparado para Compañía Minera Santa Cruz S.A. Julio 2004.
- 12) Córdova R., N.D., 2000 "Aspectos de la Mecánica de Rocas y sus Aplicaciones". En Revista El Ingeniero de Minas del CIP, N° 19.
- 13) Córdova R. N.D. y Colaboradores, 1988 “Mecánica de Rocas Aplicada a la Mina Juanita” Inf. N° 024 – 87/DMR – INGEMMET, Lima – Perú. XIX Conv. Ing. Minas Tacna Peru.
- 14) Cundall, P.A., 1971 “A computer model for simulating progressive large scale movements in blocky rock system” In Rock fracture. Proc. Int. Sym. Rock Fracture. Nancy, Paper 2-8.
- 15) Diederichs, M.S. and Hoek, E., 1995 “Rock Engineering Group Dept. of Civil Engineering, University of Toronto” Manual Programa DIPS.
- 16) Hartman Howard L. Editor, 1992 “SME Mining Engineering Handbook” 2nd Edition Volumen 1.

- 17) Hoek, E. and Diederichs, M.S., 2006 “Empirical estimation of rock mass modulus” *Int. J. of Rock Mech. and Min. Sci.* 43, 203-215.
- 18) Hoek, E. and Marinos, P., 2000 “GSI: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation” Paper.
- 19) Hoek E., Kaiser P., Bawden W., 1995 “Support of Underground Excavations in Hard Rock” A.A. Balkema.
- 20) Hoek, E. Carranza-Torres, C. and Corkum, B., 2002 “Hoek-Brown criterion 2002 Edition”. Proc. NARMS-TAC Conference, Toronto, 2002, 1, 267-273.
- 21) Hoek, E. and Brown, E.T. 1980 “Excavaciones subterráneas en roca” Mc Graw-Hill 112-121.
- 22) Hustrulid W.A. and Bullock R.L., 2001 “Underground Mining Methods: Fundamentals and International Case Studies” SME.
- 23) Hutchinson D. Jean, Diederichs Mark S. and Geomechanics Research Centre of Canadá, 1996 “Cablebolting in Underground Mines”.
- 24) Laubscher, D.H., 1981 “Selection of mass underground mining methods in design and operation of caving and sublevel stoping mines” Stewart, D.R. (ed) N.Y. Soc. Min. Engrs. Am. Soc. Min. Metall. Petrolm. Engrs. 23-28.
- 25) Nemeth F., Córdova D. y Colaboradores, 1991 “Análisis del Estado Tecnológico de las Minas Subterráneas del Perú” Publicación del INGEMMET, Lima – Perú.
- 26) Nickson, S.D. 1992 “Cable support guidelines for underground hard rock mine operations”. MAsc. Thesis Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia.
- 27) Potvin, Y., 1988 “Empirical open stope design in Canada” PhD Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia.
- 28) Priest, S.D. and Hudson, J.A., 1976 “Discontinuity spacing in rock” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 135-148.
- 29) Sheorey, P.R., 1994 “A theory for in situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock” *Int. J. of Rock. Mech. and Min. Sci. & Geomechanics Abstract.* 31 (1) 23-34.

CAPÍTULO XII

12.0 APÉNDICES

- 1 Data base del mapeo geotécnico de la masa rocosa
- 2 Data base del mapeo geotécnico de testigos rocosos
- 3 Resistencia de la masa rocosa – Programa Roclab
- 4 Estabilidad estructuralmente controlada – Unwedge
- 5 Estabilidad controlada por los esfuerzos – PHASE²
- 6 Principios del método de elementos finitos
- 7 Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad
- 8 Confiabilidad del RMR con simulación MonteCarlo
- 9 Láminas

**APÉNDICE 1: DATA BASE DEL MAPEO GEOTÉCNICO
DE LA MASA ROCOSA**

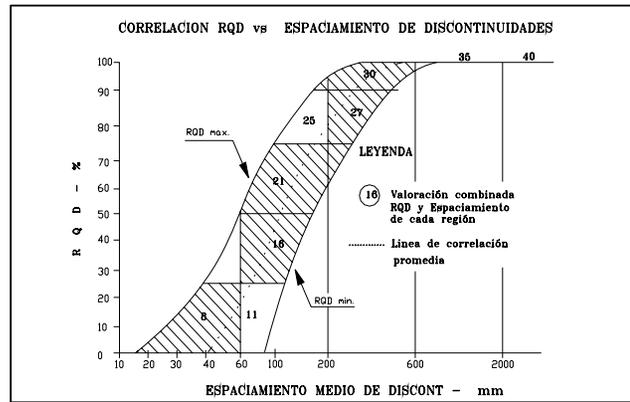
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
CIA. MINERA CONDESTABLE S.A.
Condestable 2

LUGAR: **ZONA INTERMEDIA - PRIORIDAD N° 1**
 NIVEL: **NV-30**
 LABOR: **CR 147 SE**

POR: **DCR/RZS / HHA**
 FECHA: **01/08/2007**
 HOJA: **12 / 12.**

N° ESTACIÓN	ORIENTACIÓN DE LA CARA		TRAMO		VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARÁMETRO		RANGO DE VALORES								VALORACI.	
TIPO DE ROCA					FRECUECIA FRACTURA		VALOR ESTIMADO									
A		%	B		%	N° Fract. / ml.	R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
E30-12	N60W	90				16 a 18	RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
PÓRFIDO		100					ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (6)	< 0.06 (5)	3			
TIPO	ORIENTACIÓN		RELLENO		COMENTARIOS		CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A		
ESTRUC.	DIR. BUZAMIENT.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR		DE	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B		
D	45	62	3	car	<1mm		RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C		
F	148	75	4	car-ox	1-2cm		RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D			
D	52	78	4.5	ox-car	1-2cm		ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E			
D	310	75	5	ox-car	2-3mm		AGUA SUBTERRÁNEA	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E			
F	115	72	-	pnz-ox-car	1-3cm			X Seco (15)	X Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
VALOR TOTAL RMR (suma de valoración de 1 al 5)													50			
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0								III		
DESCRIPCIÓN		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA										

GRADO	ÍNDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACIÓN DE TIPO DE ROCA	
And	Lava Andesítica
Porf	Pórfido Andesítico Dacítico
Bx	Brecha
Tf	Tufo
Dol	Dique Dolerítico
Min	Mineral

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ct	CONTACTO
S-est	SEUDO-ESTRATOS
Vn	VENILLA
Gt	GRIETAS

GRADO	ÍNDICE DE ALTERACIÓN DESCRIPCIÓN
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVA. ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	ÓXIDO
Bx	BRECHA
Arc	ARCILLA
Pnz	PANIZO
Car	CARBONATO
Cal	CALCITA

COMENTARIOS ADICIONALES	
ZONA REGULARMENTE FRACTURADA, EN ESTADO SECO A HÚMEDO.	

**APÉNDICE 2: DATA BASE DEL MAPEO GEOTÉCNICO
DE TESTIGOS ROCOSOS**



CIA MINERA CONDESTABLE S.A.
Condestable 2

LOGEO GEOTÉCNICO DE TESTIGOS DE PERFORACIÓN
VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO
RMR - Rock Mass Rating - Bieniawski 1989

TALADRO	UBICACIÓN	COORDENADAS		DIRECCIÓN	LABOR	INCLINACIÓN	FECHA	HOJA
1236	NV-03/94.700	N-14603500	E-15694000	N65W	GAL430NE	-40		1 / 4.

PROFUNDIDAD DE (m)	A (m)	TIPO DE JUNTAS	RESISTENCIA COMPRESIVA (Mpa)		RQD %		ESPACIADO RANG. (m)		PERSISTENCIA (m)		APERTURA (mm)		RUGOSIDAD TIPO		RELLENO TIPO(mm)		ALTERACIÓN TIPO		AGUA SUBTERRÁN. COND		RMR	TIPO
			VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL	VAL					
21.70	25.30	D	<120	10	48	6	<0.20	8	1_3	4	cerrad	6	lig. Rug	1	ox-mi-car	1	ligeramet	5	seco	15	56	III
25.30	26.00	D	<150	12	80	12	<0.60	10	1_3	4	cerrad	6	lig. Rug	1	ox	1	ligeramet	5	seco	15	66	II
26.00	28.15	D	<120	10	51	6	<0.20	8	1_3	4	cerrad	6	lig. Rug	1	ox-mi-car	1	ligeramet	5	seco	15	56	III
28.15	29.05	D	<150	12	83	13	<0.60	10	1_3	4	cerrad	6	lig. Rug	1	ox	1	ligeramet	5	seco	15	67	II

TALADRO	UBICACIÓN	COORDENADAS		DIRECCIÓN	LABOR	INCLINACIÓN	FECHA	HOJA														
1246	NV: 0 /125.65.	N-14578195	E-15643550	S72E	CX 426NE	-30		1/4.														
0.00	11.90	D	<100	7	<50	6	<0.20	8	1_3	4	cerrad	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	53	III
14.10	33.75	D	<100	7	45	6	<0.20	8	1_3	4	cerrad	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	53	III
33.75	35.25	D	<120	10	75	13	<0.60	10	1_3	4	cerrad	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	65	II
35.25	43.20	D	<100	7	<40	6	<0.20	8	1_3	4	cerrad	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	54	III
43.20	48.90	D	<120	10	73	13	<0.60	10	1_3	4	cerrad	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	65	II

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR - BIENIAWSKI)											
R. COMPRES. UNIAxIAL	>250	15	100-250	12	50-100	7	25-50	4	<25(2) <5(1) <1(0)		
R Q D (%)	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	<25		
ESPACIAMIENTO (m)	>2	20	0.6-2	15	0.2-0.6	10	0.06-0.2	8	< 0.06		
CONDICIÓN DE JUNTAS	Persistencia	<1m long.	6	1-3 m Lon.	4	3-10m	2	10-20 m	1	> 20 m	0
	Apertura	Cerrada	6	<1mm aper.	5	0.1-1.mm	4	1-5 mm	1	> 5 mm	0
	Rugosidad	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig.rugos	3	Lisa	1	Espejo de falla	0
	Relleño	Limpia	6	Duro<5mm	4	Duro> 5mm	2	Suave < 5 m	1	Suave > 5 mm	0
Intempe.	Sana	6	Lig. Intemp.	5	Mod.Intemp	3	Muy Intemp.	2	Descompu.	0	
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	

VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones)					
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCIÓN	I-Muy Buena	II-Buena	III-Regular	IV-Mala	V-Muy Mala

Tipo de Alteración	
A1	Roca sana no alterada
A2	Roca poca alterada
A3	Roca moderada. Alterad.
A4	Roca muy alterada
A5	Roca descompuesta

Tipos de Juntas	
D	Diaclasa
F	Falla
Ct	Contacto
Bx	Brecha

Observación



CIA MINERA CONDESTABLE S.A.
Condestable 2

LOGEO GEOTÉCNICO DE TESTIGOS DE PERFORACIÓN
VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO
RMR - Rock Mass Rating - Bieniawski 1989

TALADRO	UBICACIÓN	COORDENADAS		DIRECCIÓN	LABOR	INCLINACIÓN	FECHA	HOJA
1232	NV-30 / 94.716	N-14576553	E-15713350	N65E	GAL 514 SW	-30		4/4.

PROFUNDIDAD		TIPO DE JUNTAS	RESISTENCIA COMPRESIVA		RQD		ESPACIADO		CONDICIÓN DE JUNTAS								AGUA SUBTERRÁN.		RMR	TIPO		
DE (m)	A (m)		(Mpa)	VAL	%	VAL	RANG. (m)	VAL	PERSISTENCIA (m)	VAL	APERTURA (mm)	VAL	RUGOSIDAD TIPO	VAL	RELLENO TIPO(mm)	VAL	ALTERACIÓN TIPO	VAL			COND	VAL
4.60	13.60	D	<100	10	43	8	<0.20	8	1_3	4	cerrd	6	lig.rug	1	ox	1	ligeramt	5	seco	15	58	III
77.50	79.20	D	<150	12	56	12	<0.20	8	1_3	4	cerrd	6	lig.rug	1	ox	1	ligeramt	5	seco	15	62	II
79.20	82.70	D	<120	7	45	8	<0.20	8	1_3	4	cerrd	6	lig.rug	1	ox-car	1	ligeramt	5	seco	15	55	III

TALADRO	UBICACIÓN	COORDENADAS		DIRECCIÓN	LABOR	INCLINACIÓN	FECHA	HOJA														
1243	NV: 0 / 127.11	N-14679890	E-15640911	N33°30E	CX 426 NE	-18		4/4.														
35.70	52.60	D	<100	10	52	12	<0.20	8	1_3	4	cerrd	6	lig.rug	1	ox	1	ligeramt	5	seco	15	62	II
52.60	60.00	D	<150	12	78	15	<0.60	10	1_3	4	cerrd	6	lig.rug	1	ox	1	ligeramt	5	seco	15	69	II

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR - BIENIAWSKI)									
R. COMPRES. UNIAxIAL	>250	15	100-250	12	50-100	7	25-50	4	<25(2) <5(1) <1(0)
R Q D (%)	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	<25
ESPACIAMIENTO (m)	>2	20	0.6-2	15	0.2-0.6	10	0.06-0.2	8	< 0.06
CONDICIÓN	Persistencia	<1m long.	6	1-3 m Lon.	4	3-10m	2	10-20 m	1
	Apertura	Cerrada	6	<1mm aper.	5	0.1-1.mm	4	1-5 mm	1
DE	Rugosidad	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig.rugos	3	Lisa	1
JUNTAS	Relleno	Limpia	6	Duro<5mm	4	Duro> 5mm	2	Suave < 5 m	1
	Intempe.	Sana	6	Lig. Intemp.	5	Mod.Intemp	3	Muy Intemp.	2
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo

VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones)					
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCIÓN	I-Muy Buena	II-Buena	III-Regular	IV-Mala	V-Muy Mala

Tipo de Alteración	
A1	Roca sana no alterada
A2	Roca poca alterada
A3	Roca moderada. Alterad.
A4	Roca muy alterada
A5	Roca descompuesta

Tipos de Juntas	
D	Diaclasa
F	Falla
CT	Contacto
Bx	Brecha

Observación

**APÉNDICE 3: RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA
PROGRAMA ROCLAB**

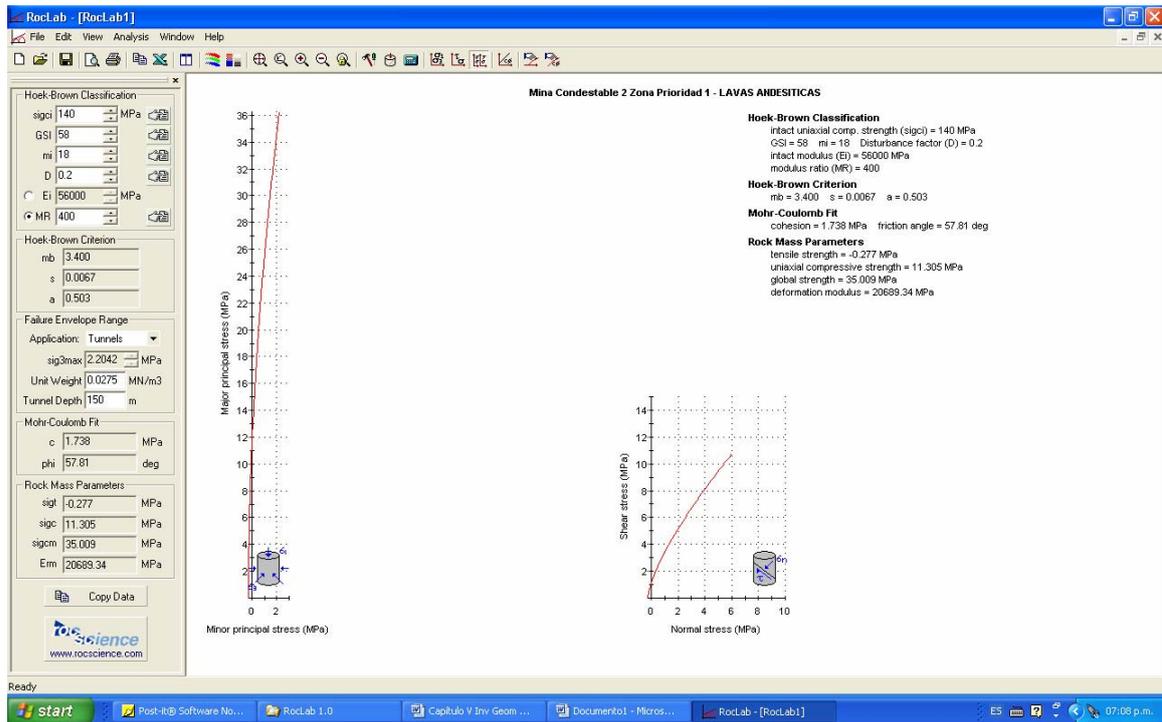


Figura 1: Propiedades de la masa rocosa para la lava andesítica.

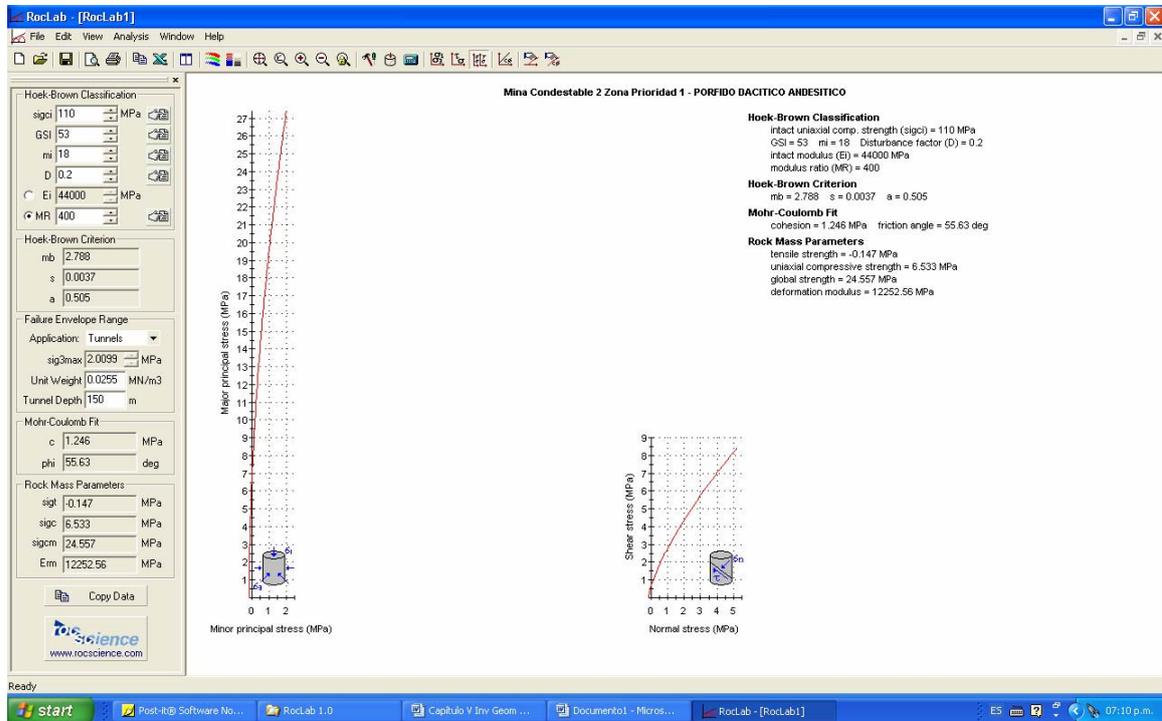


Figura 2: Propiedades de la masa rocosa para el pórfido dacítico andesítico.

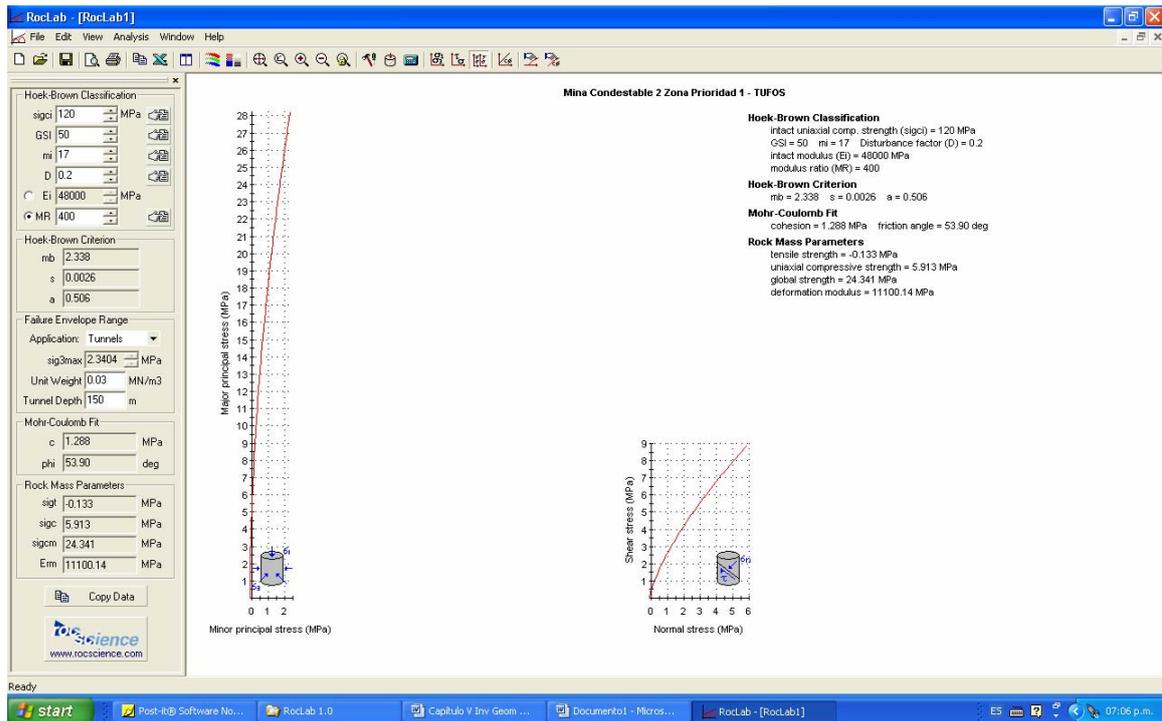


Figura 3: Propiedades de la masa rocosa para los tufos.

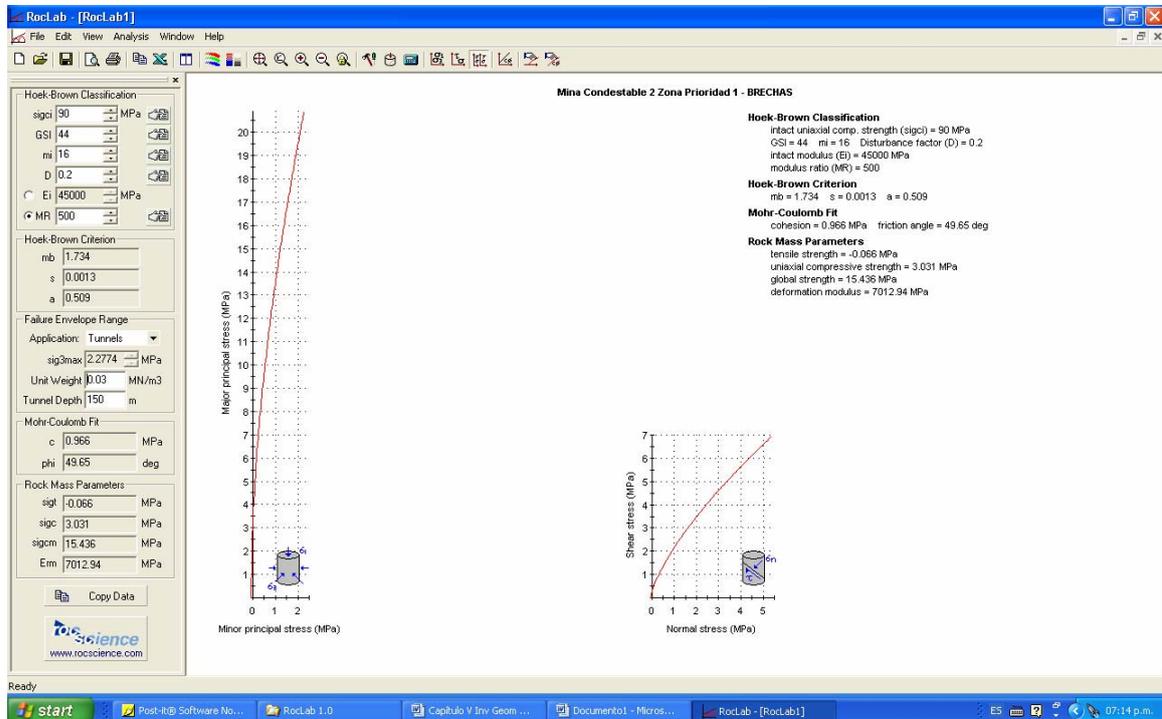


Figura 4: Propiedades de la masa rocosa para las brechas.

**APÉNDICE 4: ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE
CONTROLADA - UNWEDGE**

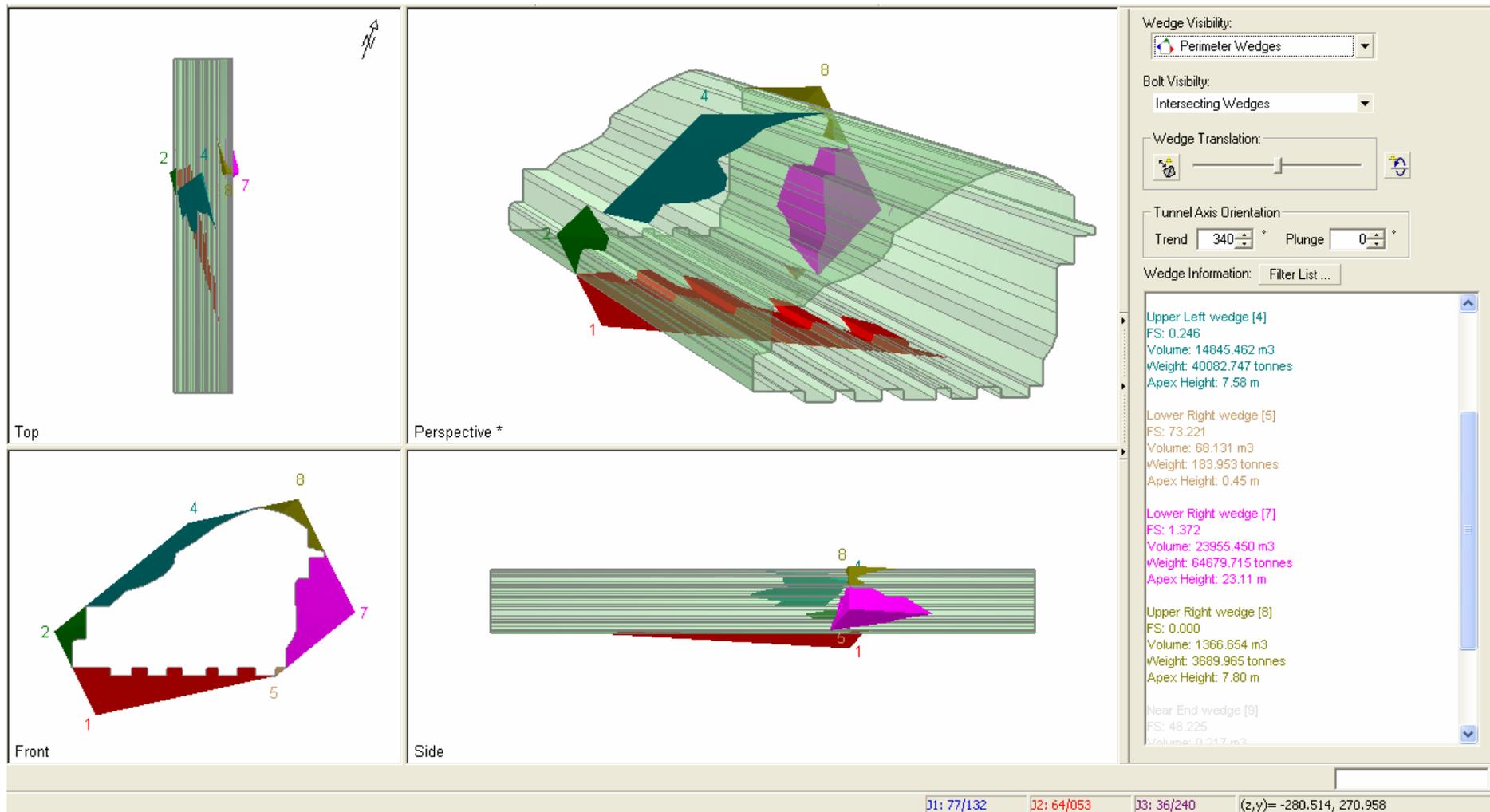


Figura 1: Análisis de cuñas en el Tajeo Intermedio Central (Tajeo 287). Sección de la excavación 85 m x 65 m. Información sobre cuñas más importantes.

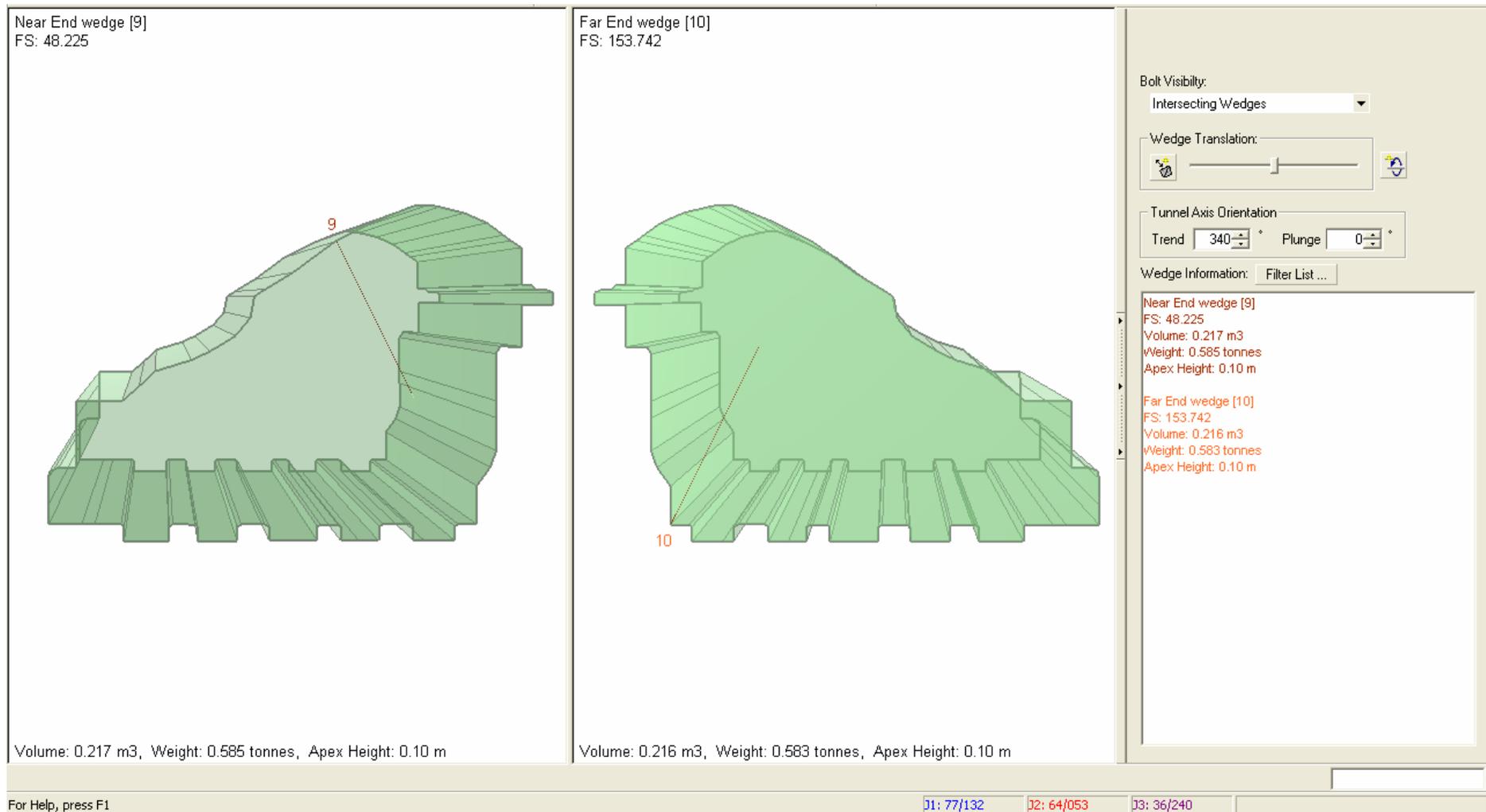


Figura 2: Tajeo Intermedio Central (Tajeo 287). Información sobre cuñas en los extremos. Izquierda = Pared SE. Derecha = Pared NW. Cuñas estables.

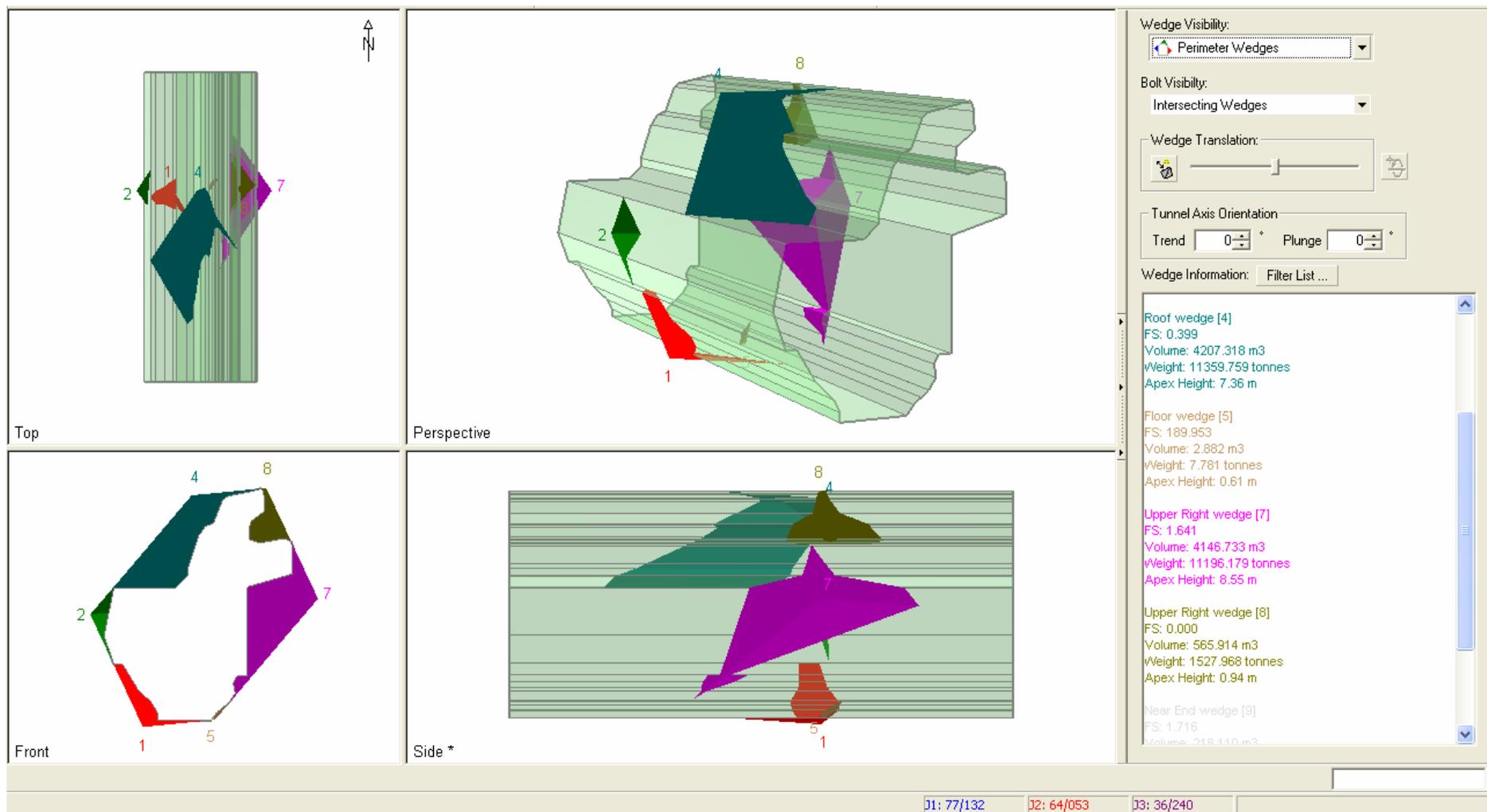


Figura 3: Análisis de cuñas en el Tajeo Intermedio Norte (Tajeo 267). Sección de la excavación 40 m x 55 m. Información sobre cuñas más importantes.

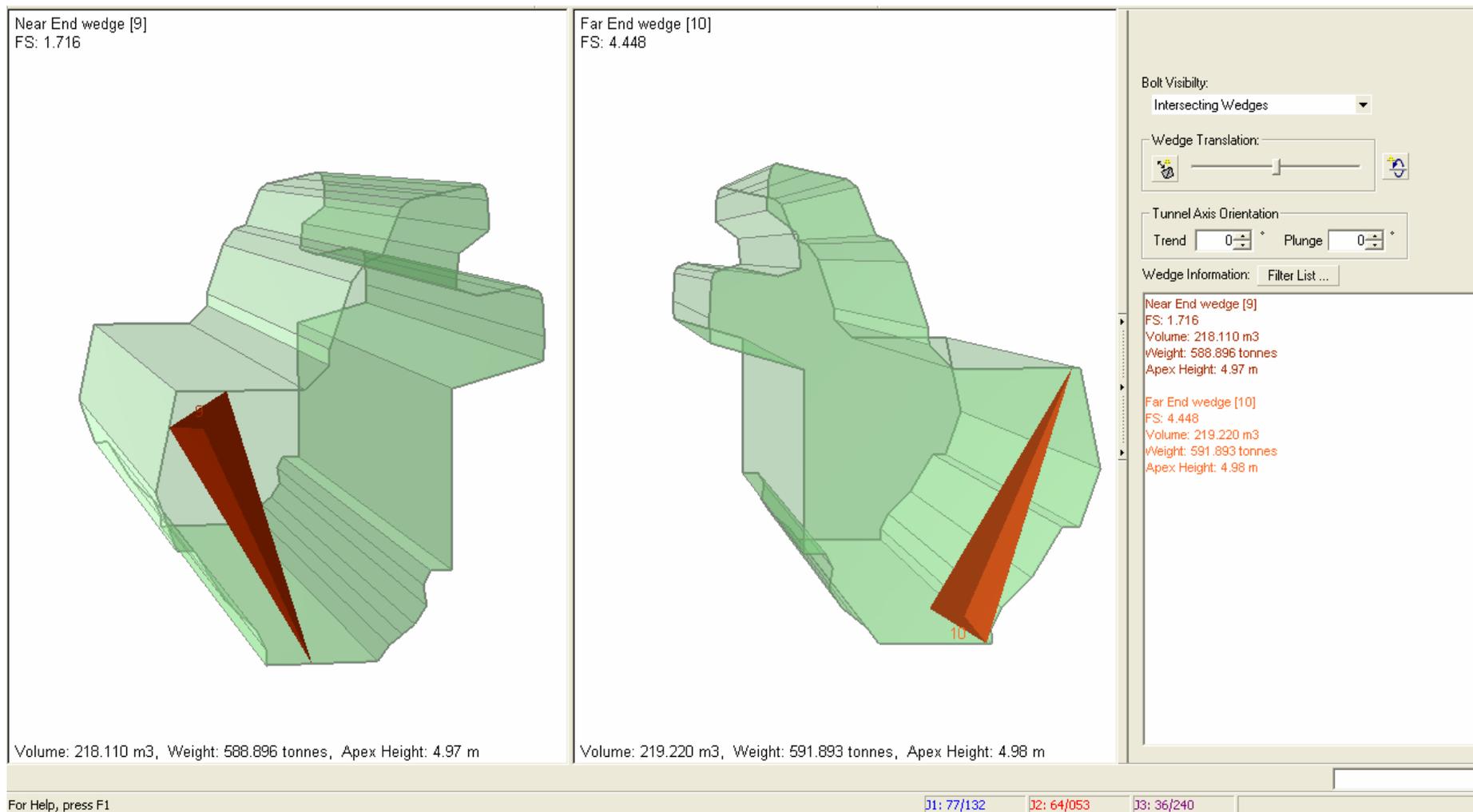


Figura 4: Tajeo Intermedio Norte (Tajeo 267). Información sobre cuñas en los extremos. Izquierda = Pared S. Derecha = Pared N. Cuñas estables.

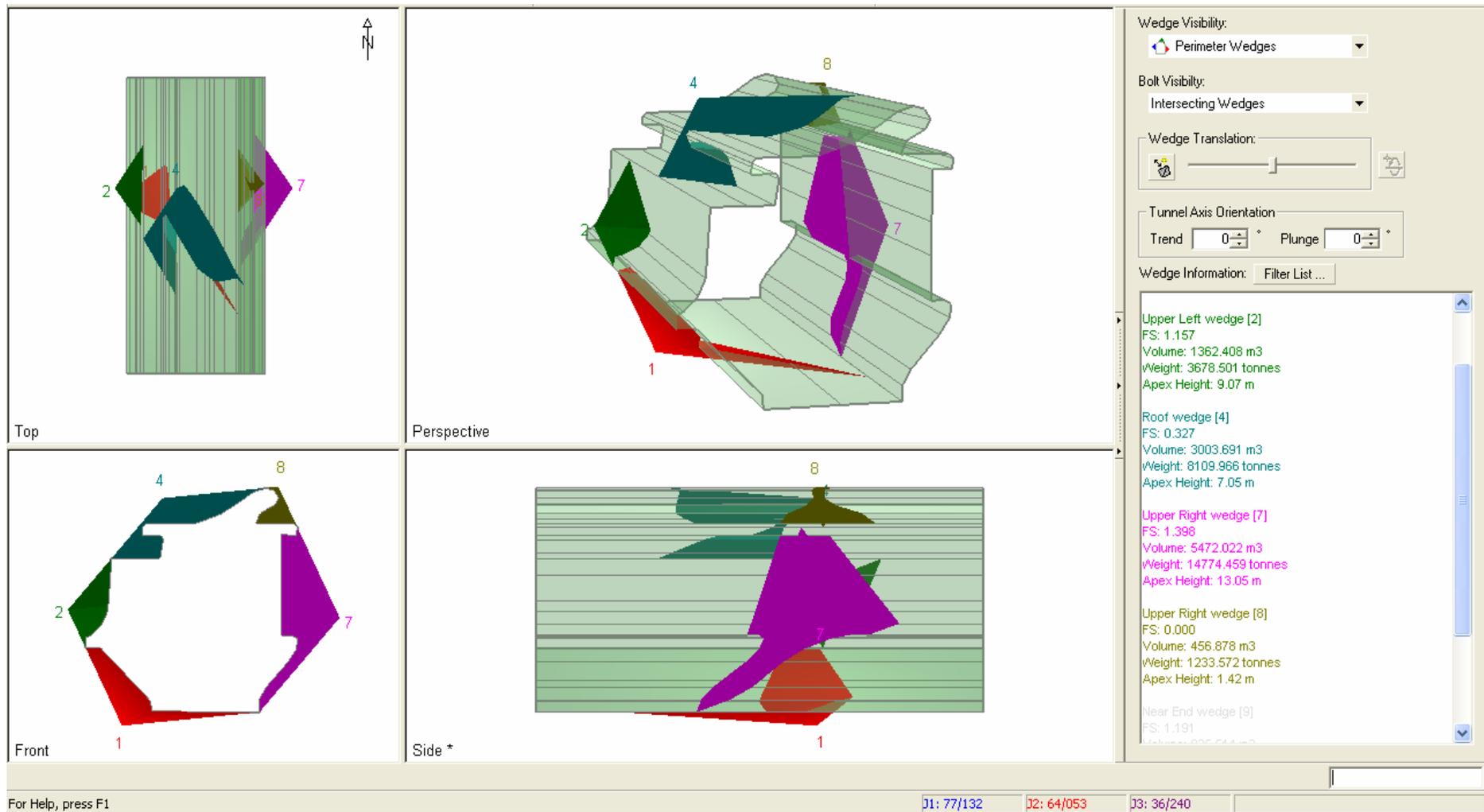


Figura 5: Análisis de cuñas en el Tajeo 240. Sección de la excavación 48 m x 55 m. Información sobre cuñas más importantes.

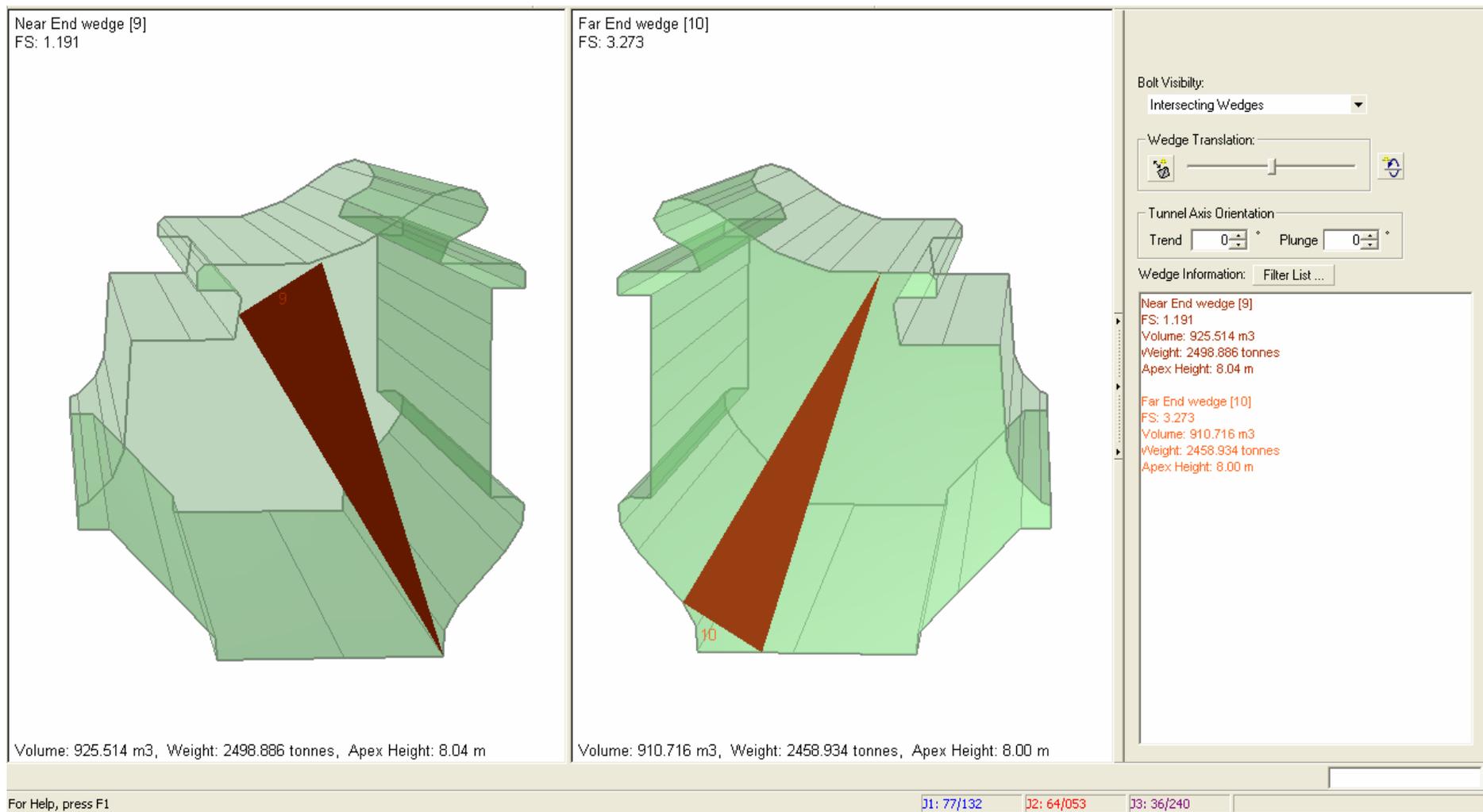
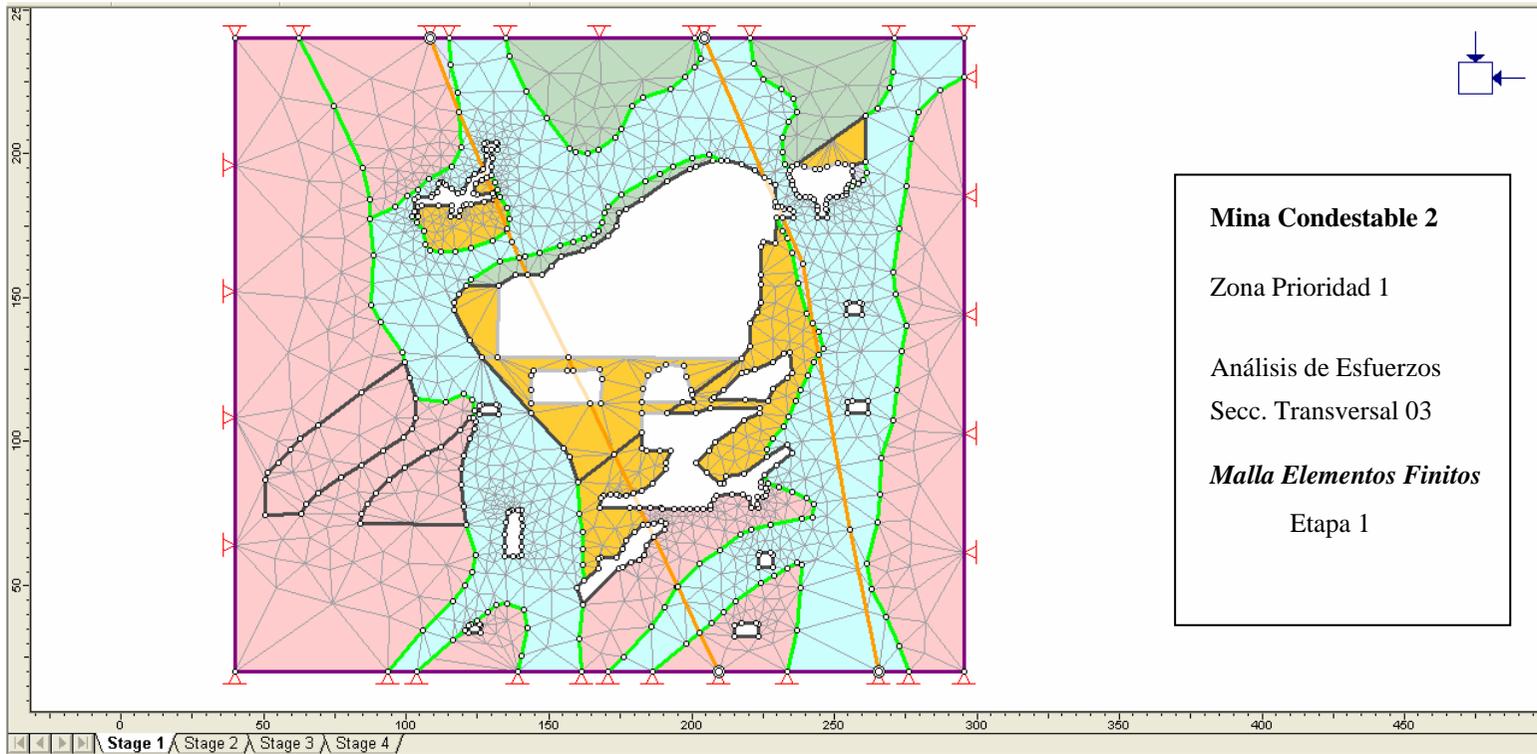
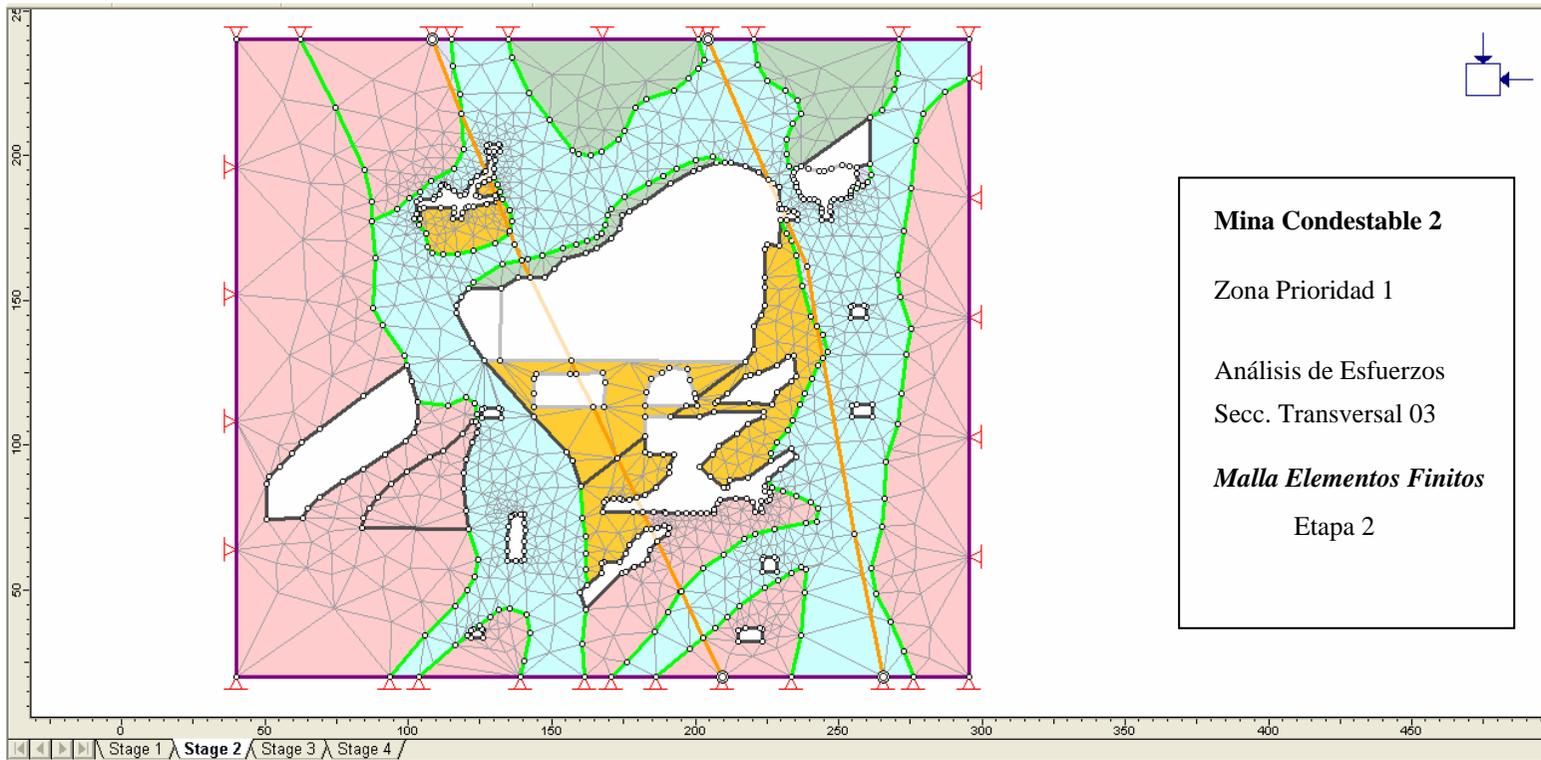


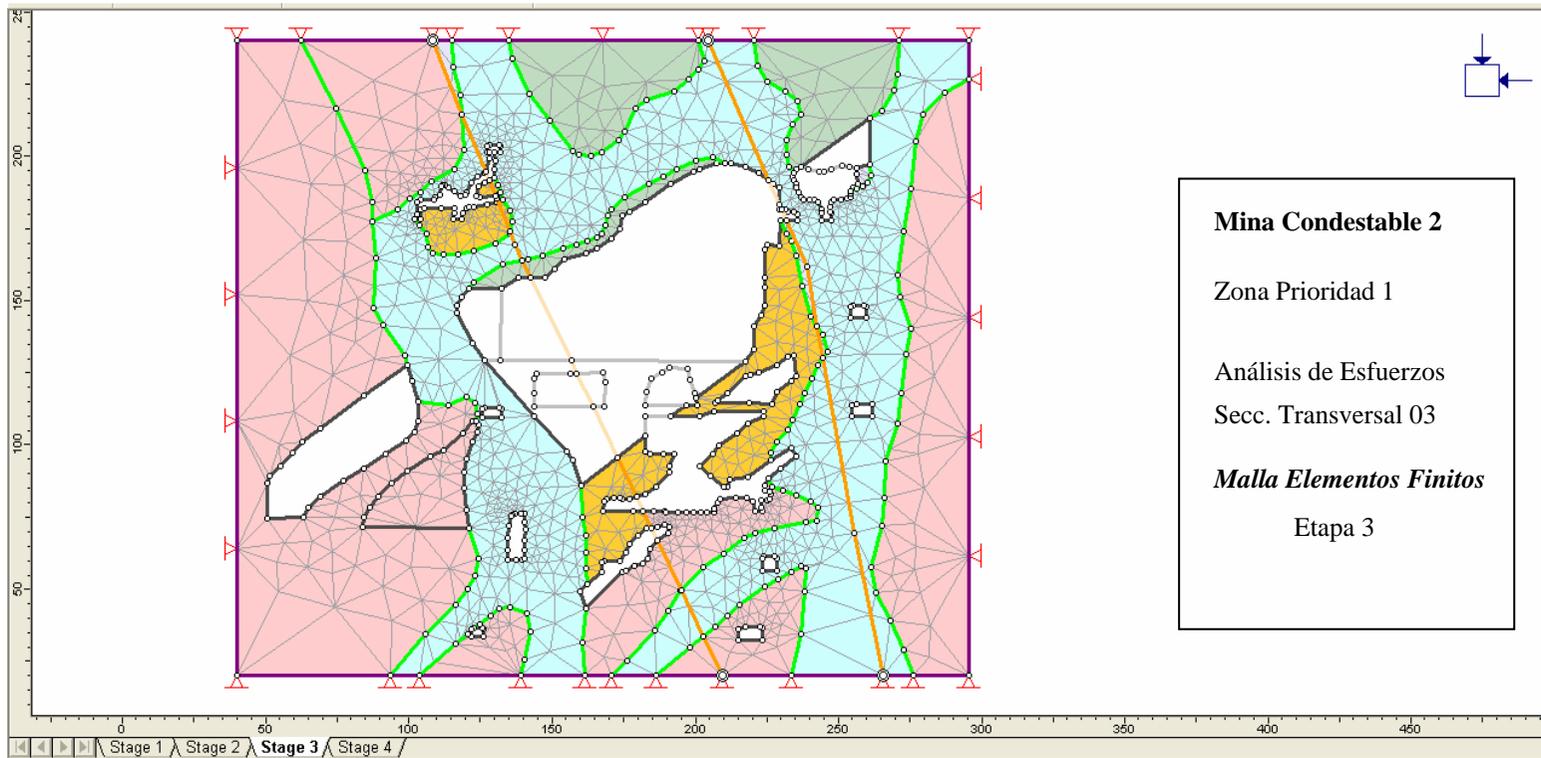
Figura 6: Tajeo 240. Información sobre cuñas en los extremos. Izquierda = Pared S. Derecha = Pared N.

**APÉNDICE 5: ESTABILIDAD CONTROLADA POR
LOS ESFUERZOS - PHASE²**

***RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
CONTROLADA POR ESFUERZOS
Sección Transversal 3
Esfuerzo principal mayor, factor de seguridad y
desplazamientos, por etapas***







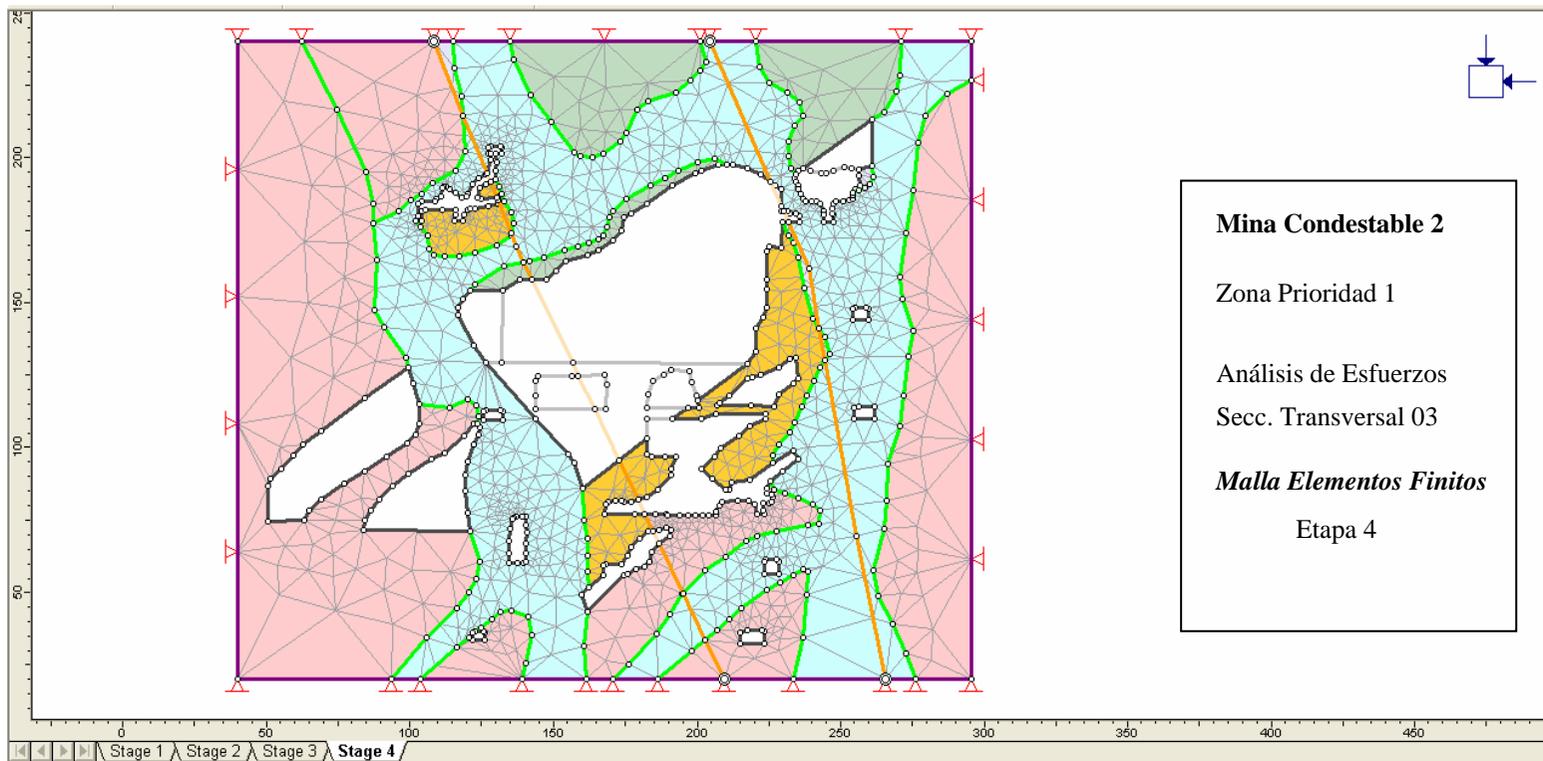
Mina Condestable 2

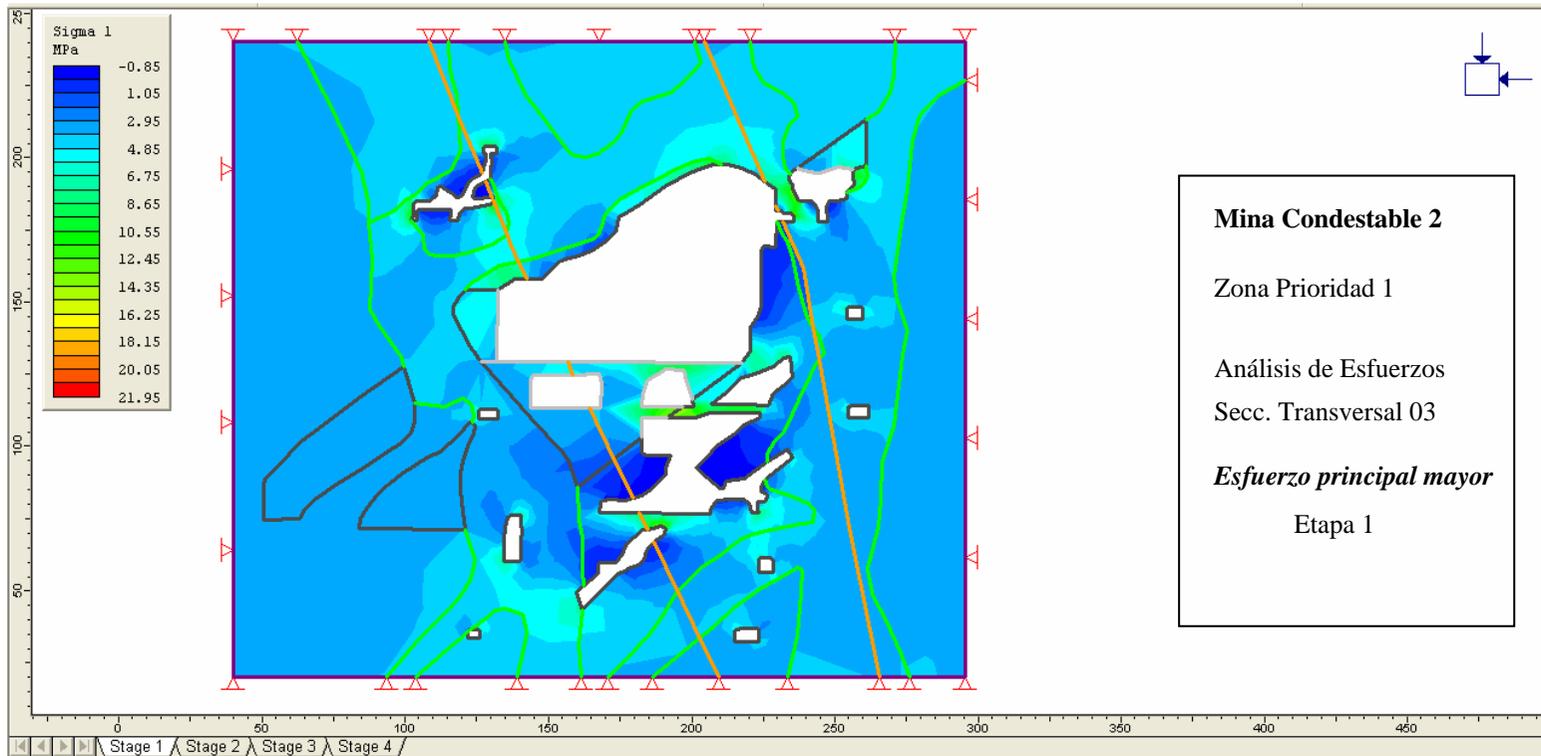
Zona Prioridad 1

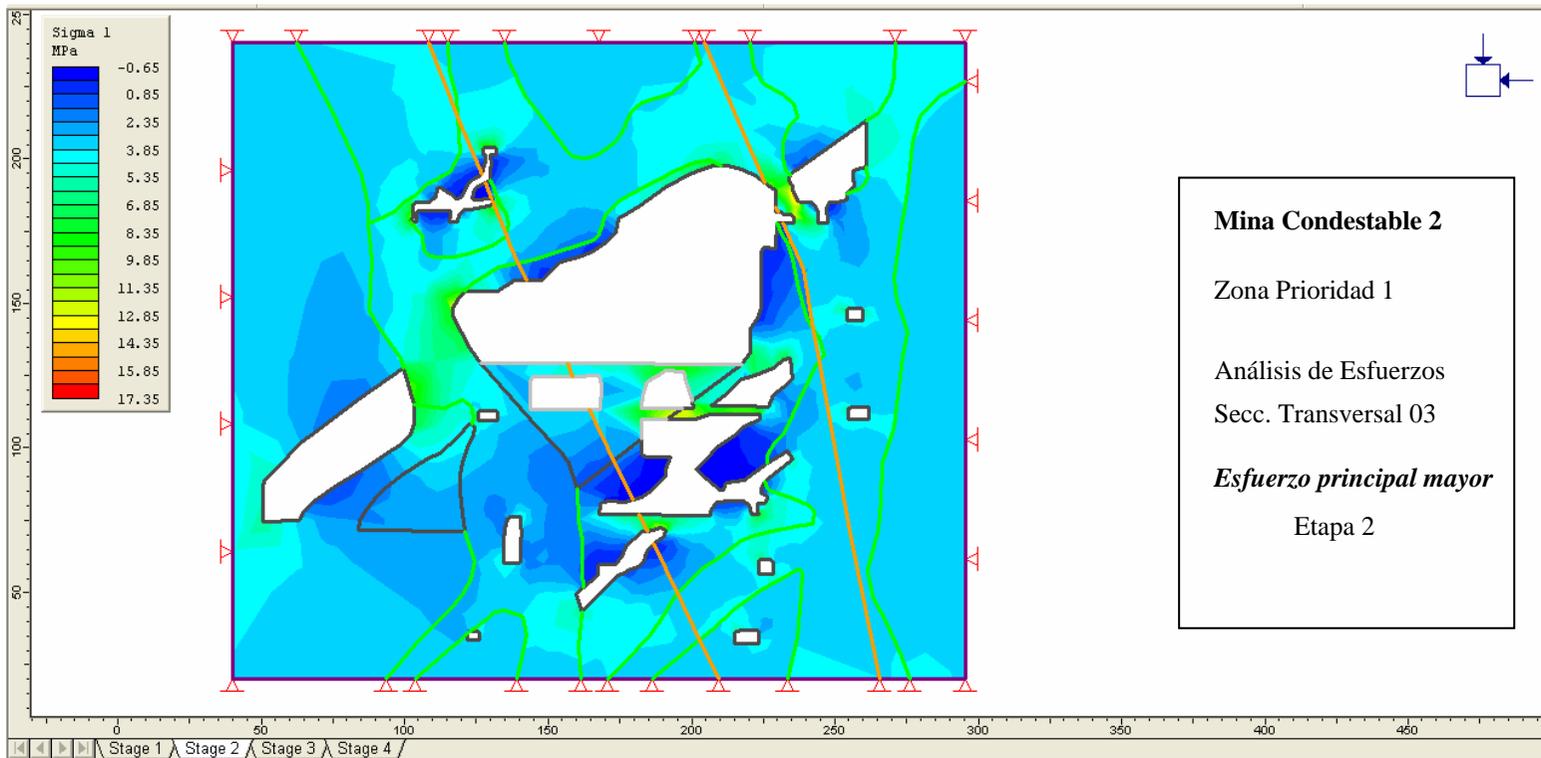
Análisis de Esfuerzos
Secc. Transversal 03

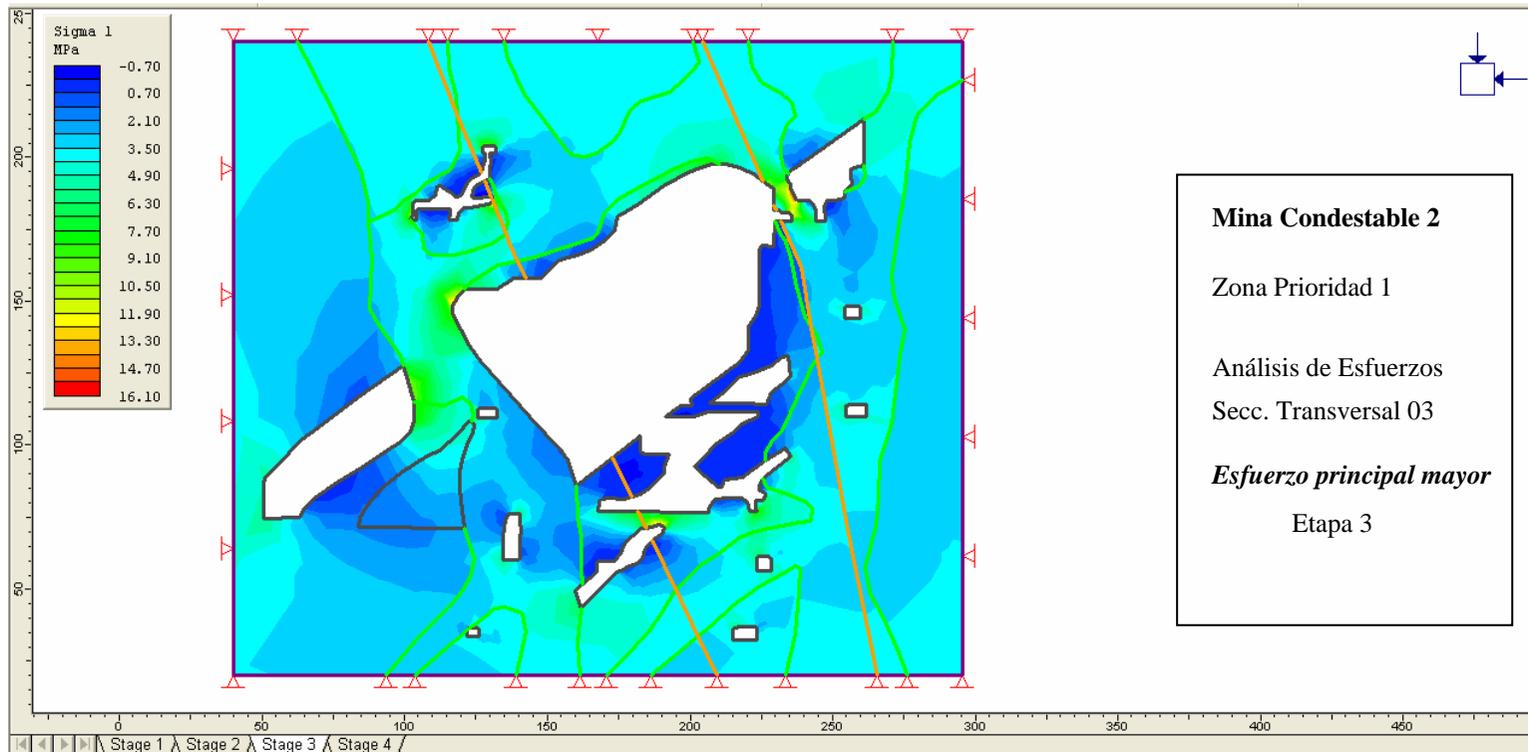
Malla Elementos Finitos

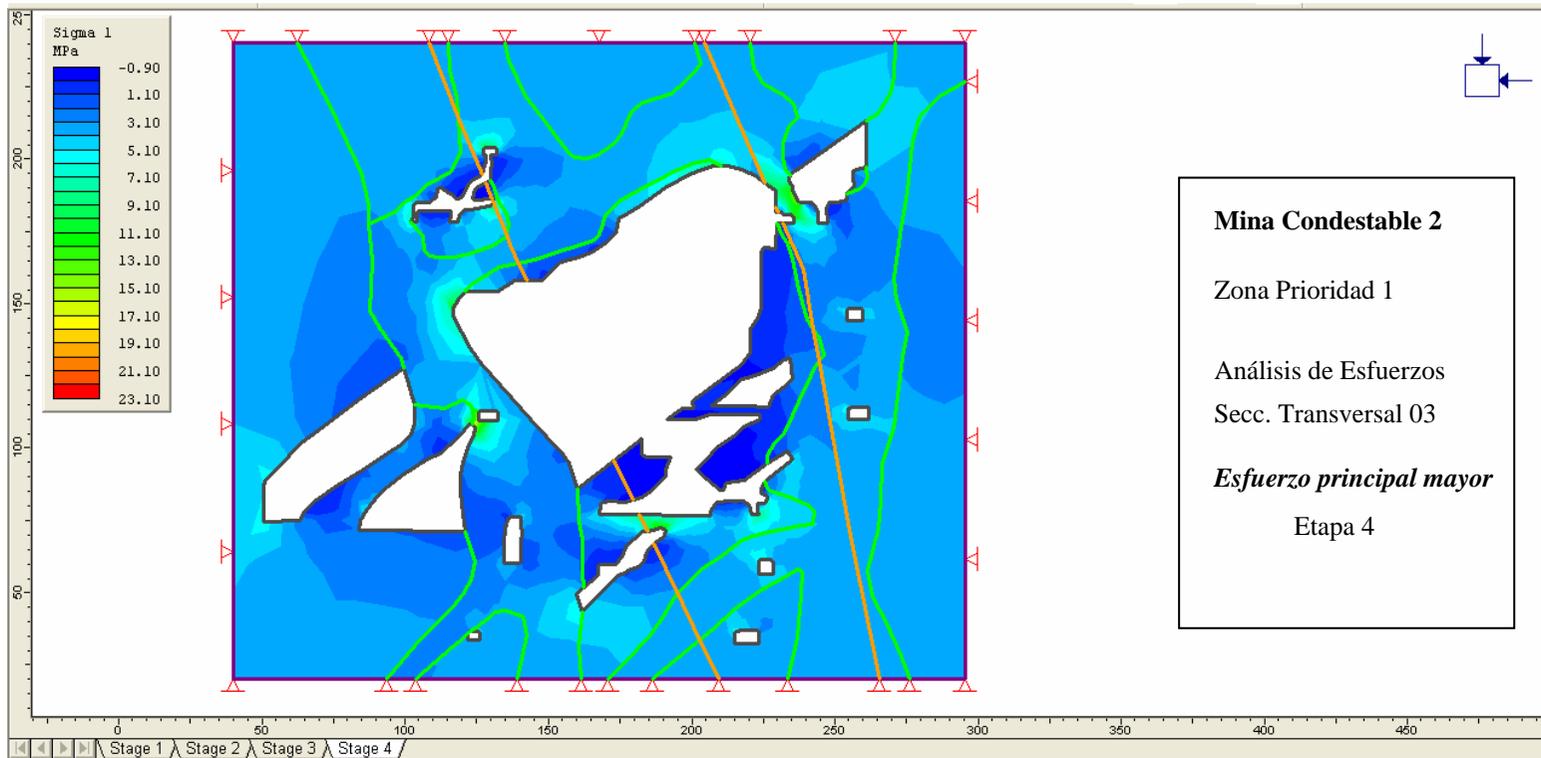
Etapa 3

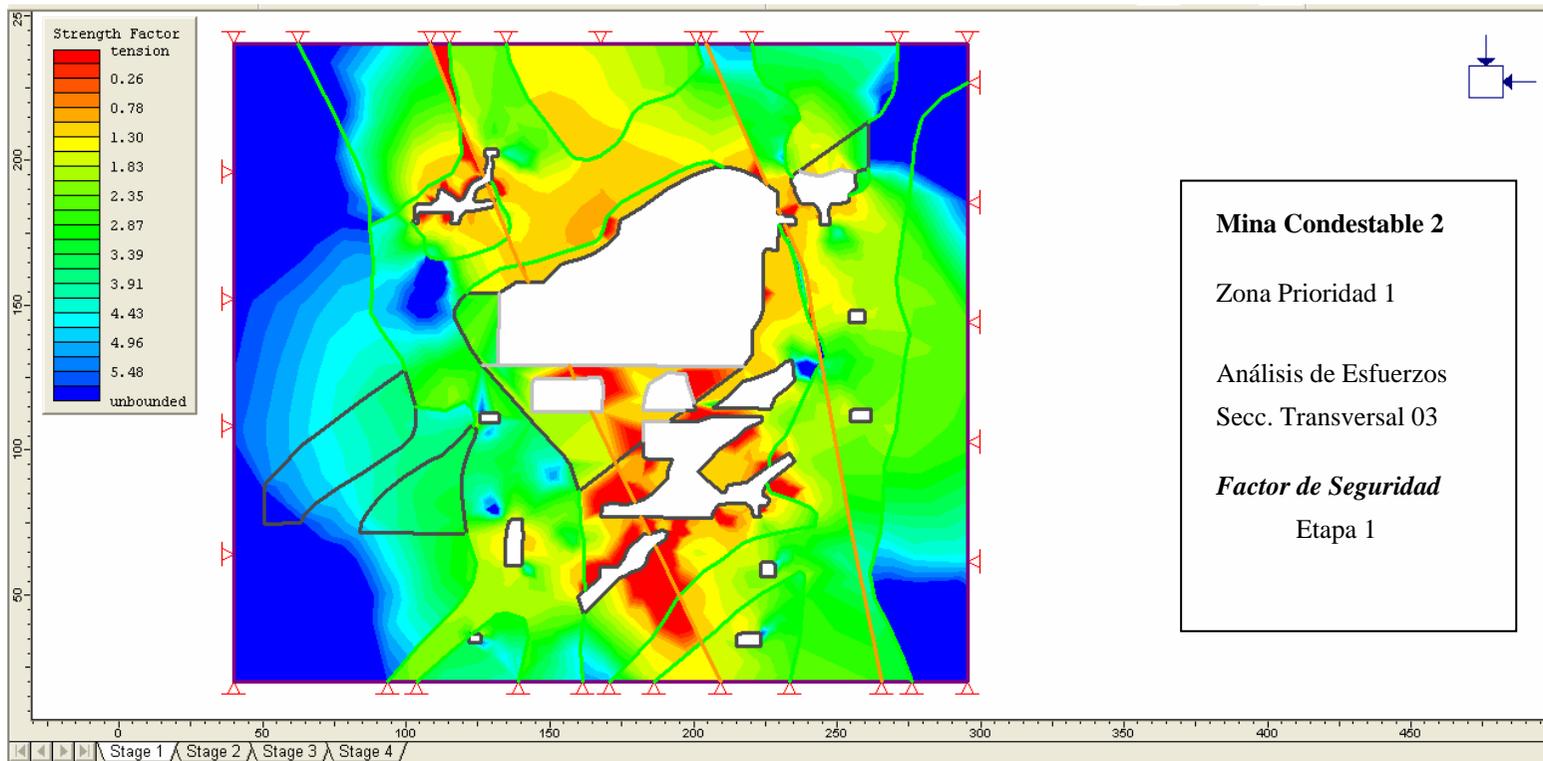












Mina Condestable 2

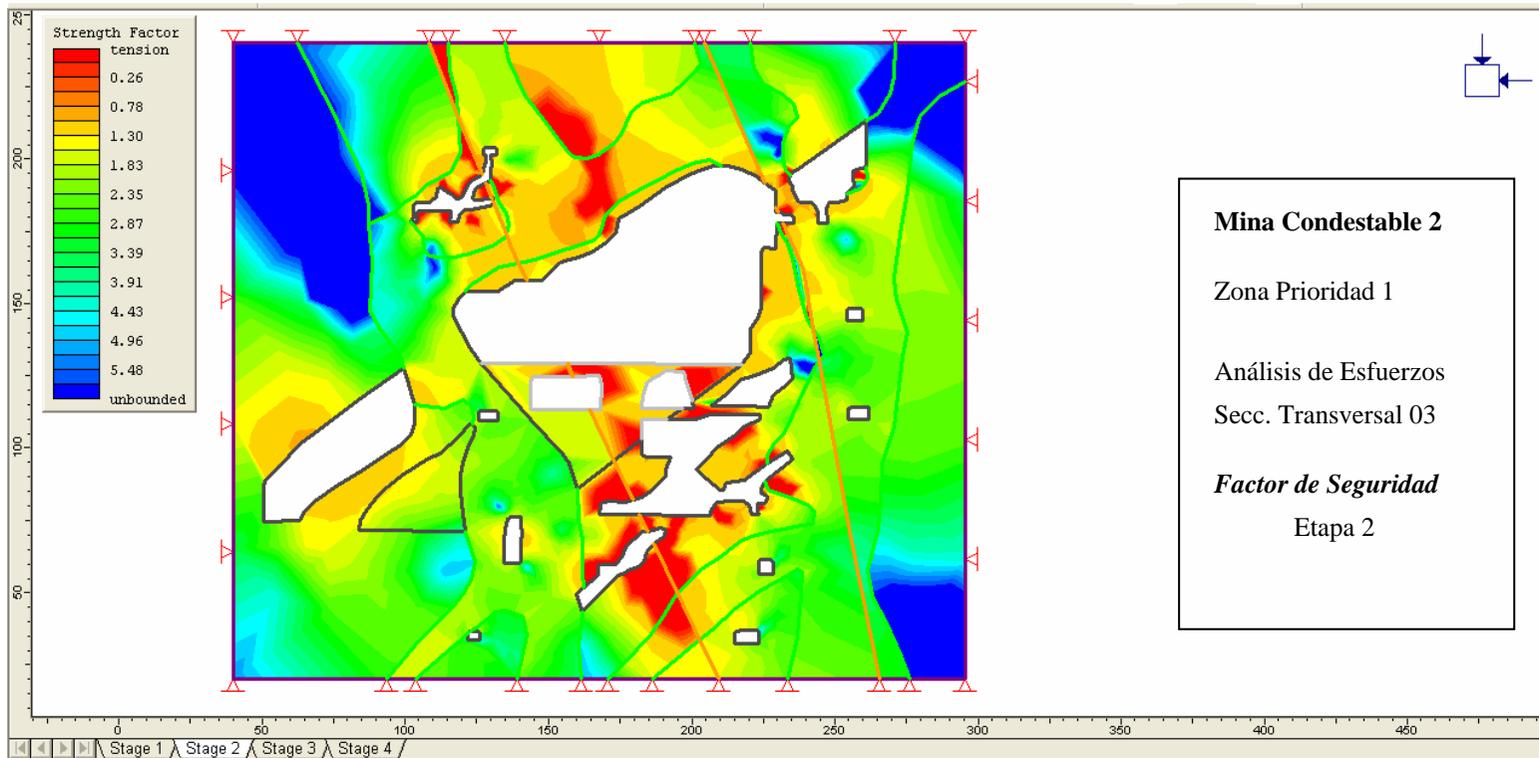
Zona Prioridad 1

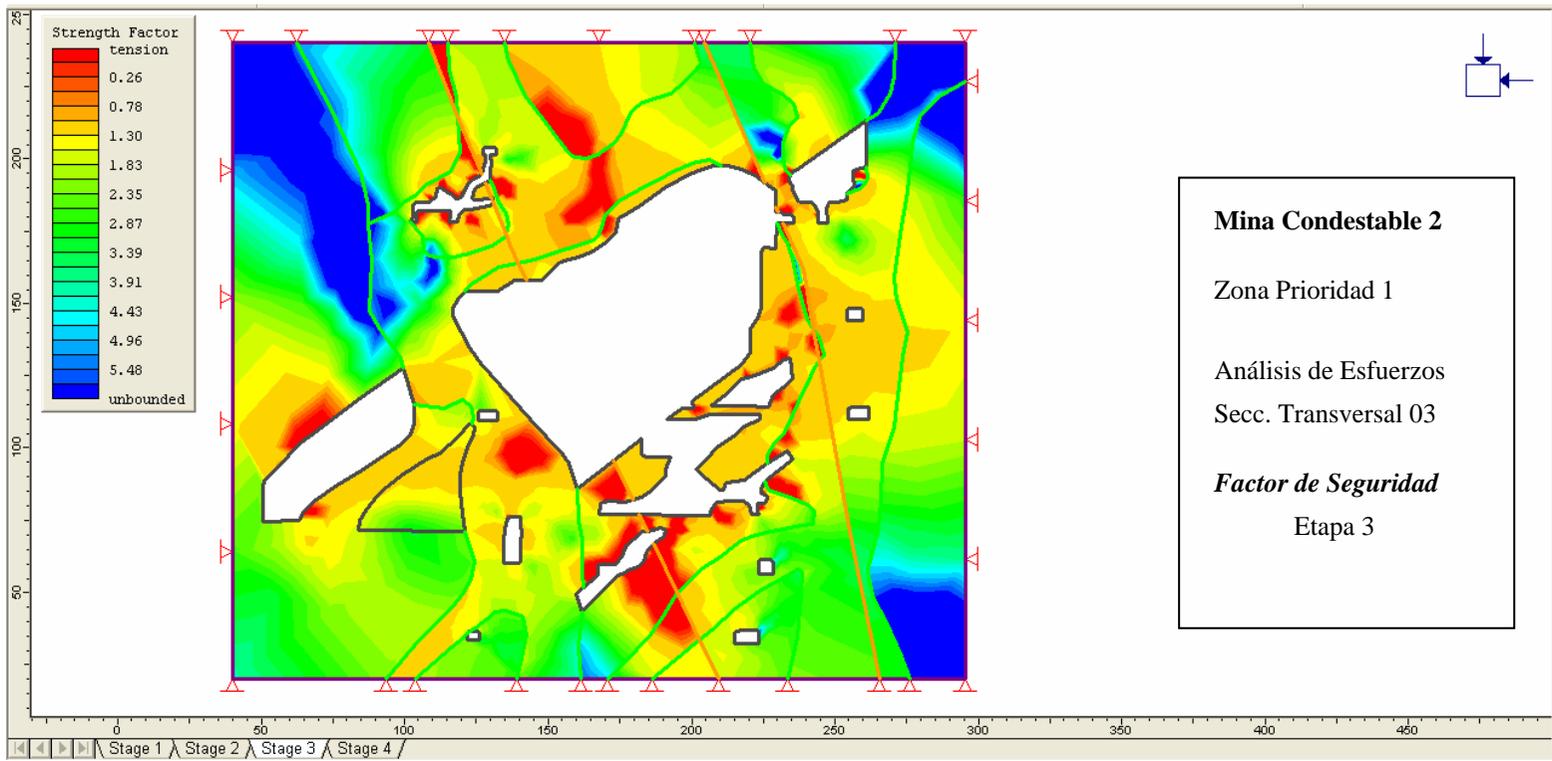
Análisis de Esfuerzos

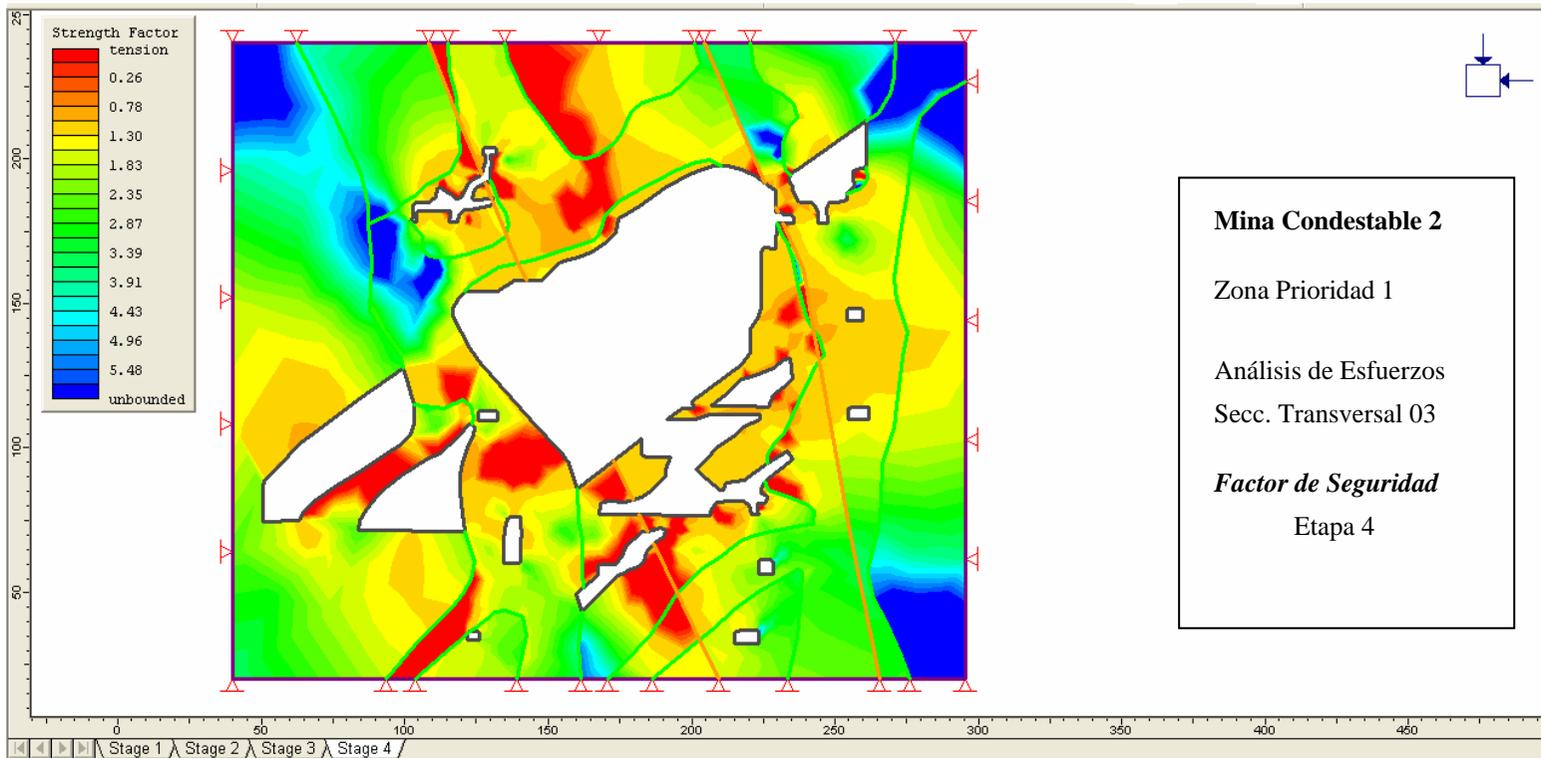
Secc. Transversal 03

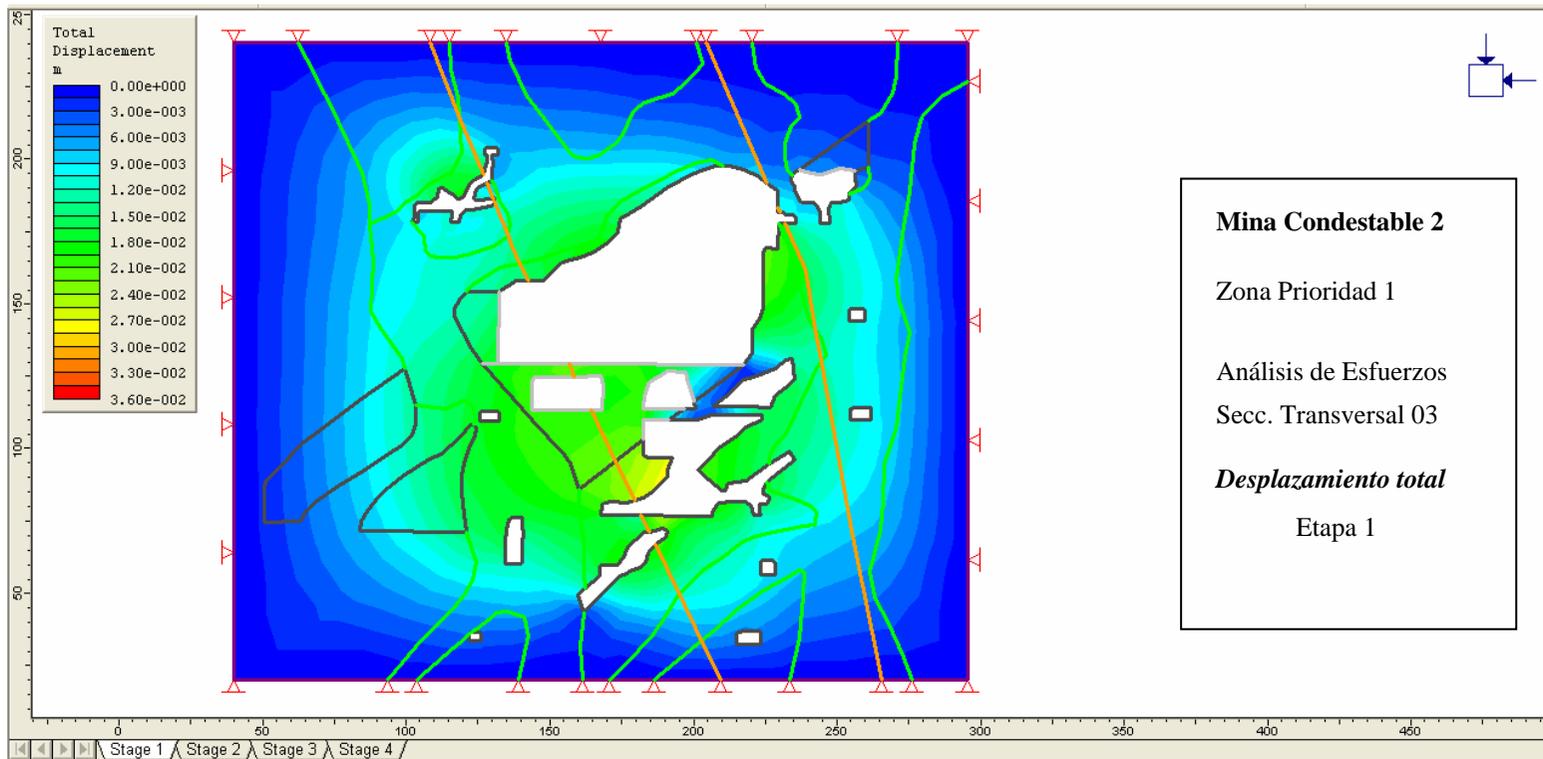
Factor de Seguridad

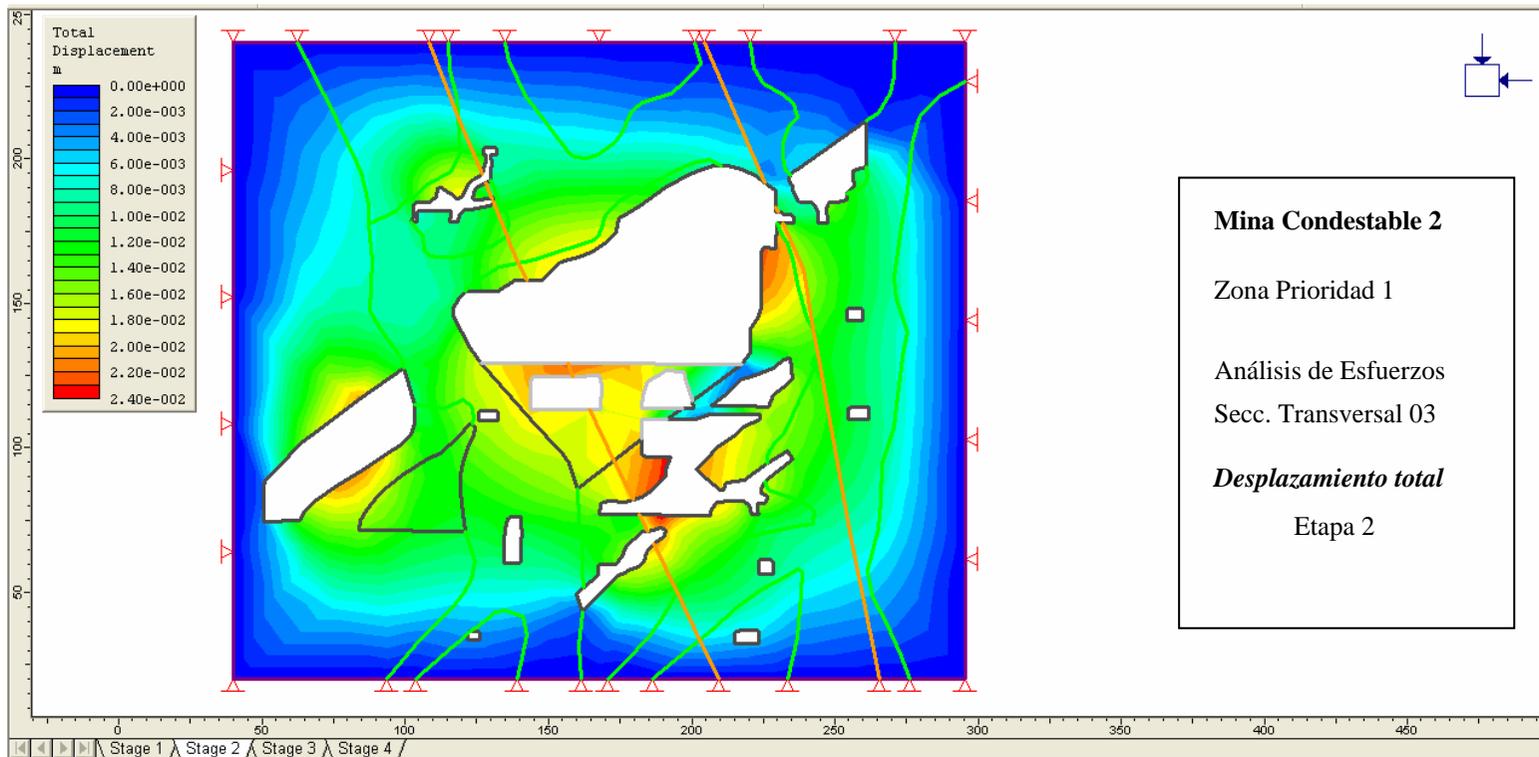
Etapla 1

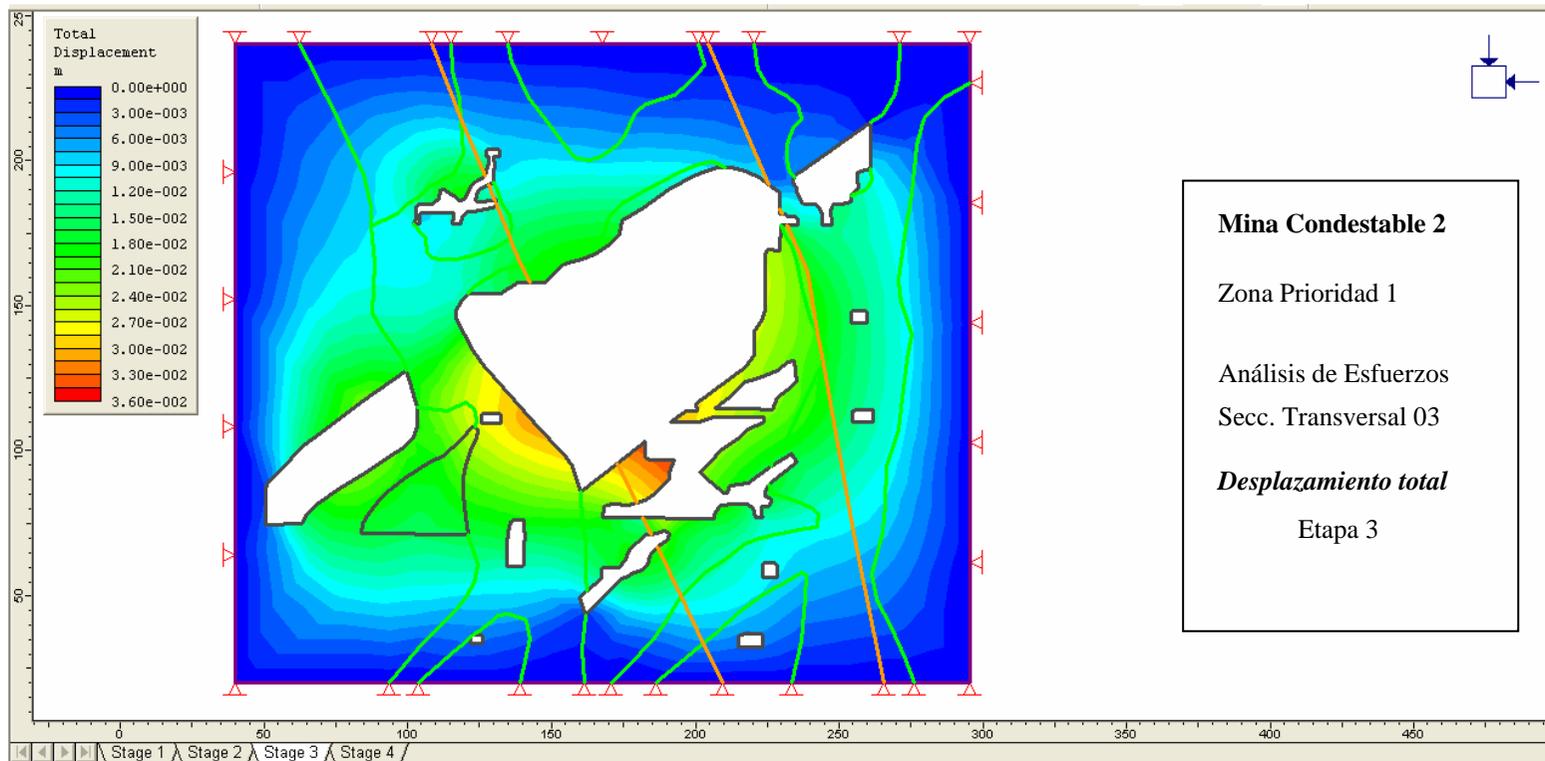


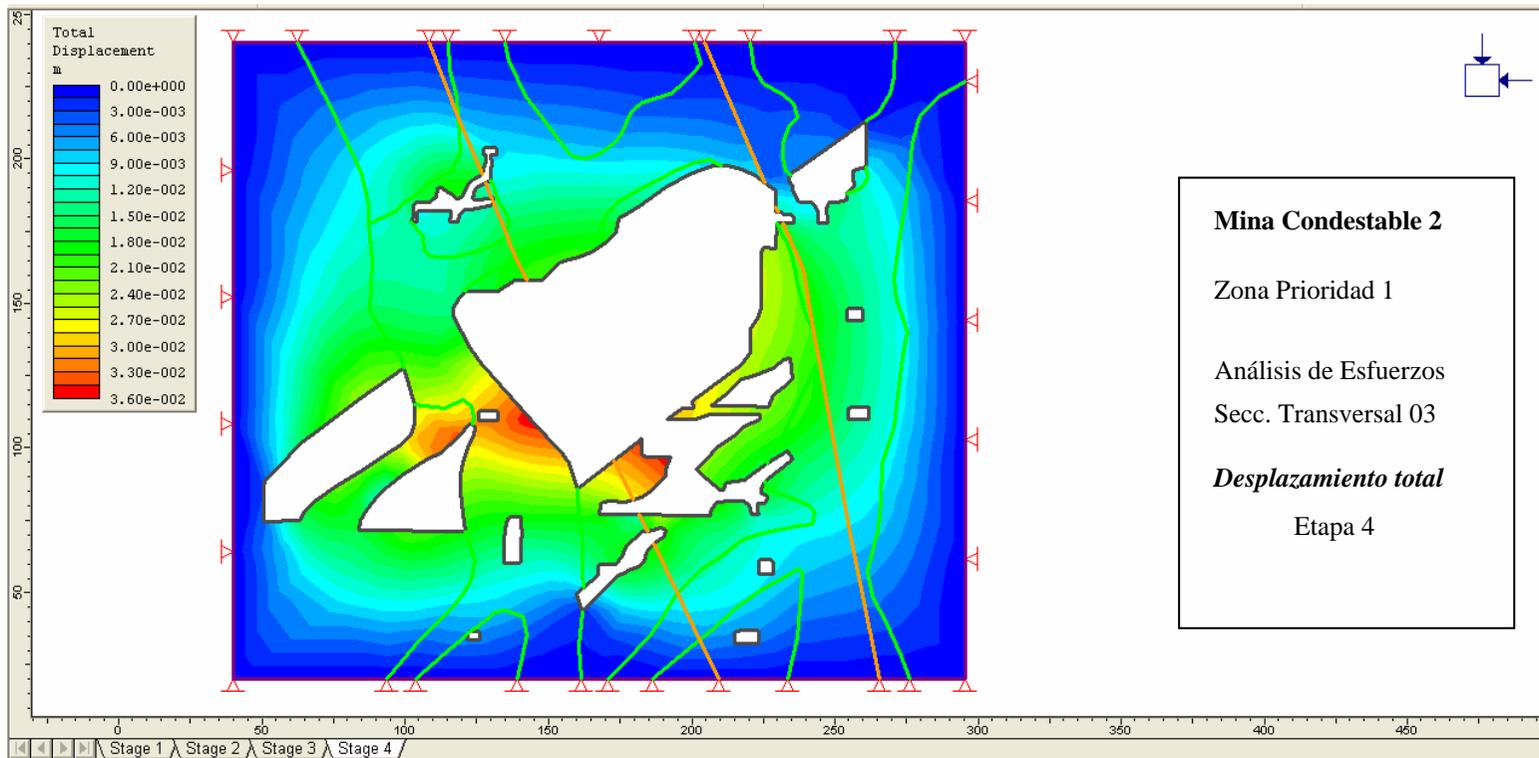












**APÉNDICE 6: PRINCIPIOS DEL MÉTODO DE
ELEMENTOS FINITOS**

Principios del Método de Elementos Finitos **(MEF)**

Definición del método

Es un método de aproximación, apto especialmente para la realización de programas de cómputo de tal forma que:

- El continuo (total) se divide en un número finito de partes “elementos” cuyo comportamiento se especifica mediante un número finito de parámetros asociados a ciertos puntos característicos denominados “nodos”. Estos nodos son los puntos de unión de cada elemento con sus adyacentes.
- La solución del sistema completo sigue las reglas de los problemas discretos. El sistema completo se forma por ensamblaje de los elementos, obteniéndose la “matriz de rigidez”.
- Las incógnitas del problema dejan de ser funciones matemáticas y pasan a ser el valor de estas funciones en los nodos.
- El comportamiento en el interior de cada elemento queda definido a partir del comportamiento de los nodos mediante las adecuadas funciones de interpolación.

El MEF, se basa en transformar un cuerpo de naturaleza continua en un modelo discreto aproximado, esta transformación se denomina discretización del modelo. El conocimiento de lo que sucede en el interior de este modelo del cuerpo aproximado, se obtiene mediante la interpolación de los valores conocidos en los nodos. Es por tanto una aproximación de los valores de una función a partir del conocimiento de un número determinado y finito de punto.

Elementos Finitos Triangulares

Este elemento discreto resulta adecuado para el presente trabajo de tesis en la que se expone un estudio de elementos que se encuentran bajo un estado de tensiones planas o de deformaciones planas.

El procedimiento de cálculo para la determinación de la matriz de rigidez de un elemento consta de siete pasos:

1^{er} Paso: Elección de un sistema de coordenadas y numeración de nodos

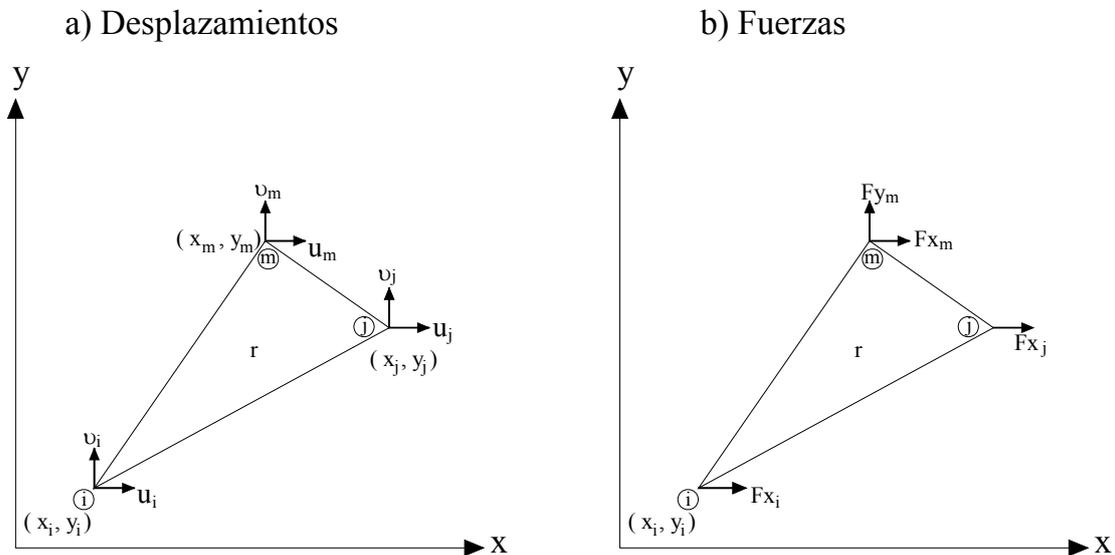


Figura 1

Se utiliza el sistema de coordenadas de la Figura 1, numerándose en este caso los nodos de coordenadas (x_i, y_i) , (x_j, y_j) , (x_m, y_m) en sentido contrario a las agujas del reloj.

Como se trata de un problema de elasticidad plana, se admite la hipótesis suficientemente aproximada de que los desplazamientos de todos los puntos estarán contenidos en el plano xy quedando definido el desplazamiento de cada modo por sus coordenadas u, v (Figura 1a). Las fuerzas correspondientes a cada nodo son $Fx_i, Fy_i, Fx_j, Fy_j, Fx_m, Fy_m$ respectivamente.

Empleando la notación matricial, el vector desplazamiento del nodo se escribe:

$$\{\delta_i\} = \begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \end{Bmatrix}$$

y el vector fuerza correspondiente:

$$\{F_i\} = \begin{Bmatrix} Fx_i \\ Fy_i \end{Bmatrix}$$

Los vectores desplazamiento y fuerza para el elemento finito triangular son:

$$\{\delta^e\} = \begin{Bmatrix} \delta_i \\ \delta_j \\ \delta_m \end{Bmatrix}; \{F^e\} = \begin{Bmatrix} F_i \\ F_j \\ F_m \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} Fx_i \\ Fy_i \\ Fx_j \\ Fy_j \\ Fx_m \\ Fy_m \end{Bmatrix} \quad ec. (1)$$

Los vectores fuerza y desplazamiento contienen términos, la matriz de rigidez del elemento $[K^e]$ es una matriz cuadrada de grado seis que enlaza ambos vectores mediante la expresión:

$$\{F^e\} = [K^e] \{\delta^e\} \quad ec (2)$$

2^{do} Paso: Elección de la función $f(x,y)$ que define el desplazamiento $\{\delta(x,y)\}$ de cada punto del elemento finito.

En este paso se elige la función $f(x,y)$, y dado que se trata de desplazamientos en el plano, los grados de libertad son 6, que corresponden a las posibilidades de movimiento de todos los nodos. Se eligen 6 coeficientes incógnitas a_1, a_2, a_3, a_4, a_5 y a_6 tantos como grados de libertad, definiéndose el campo de desplazamientos por las ecuaciones lineales:

$$u = a_1 + a_2x + a_3y \quad ec. (3)$$

$$v = a_4 + a_5x + a_6y$$

Los desplazamientos son lineales en “x” e “y” y se cumplen las condiciones de continuidad de las deformaciones no solo para los nodos sino también para los lados comunes de elementos finitos contiguos. La ecuación 3 se escribe bajo la forma matricial siguiente:

$$\{\delta(x,y)\} = \begin{Bmatrix} u \\ v \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} 1 & x & y & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x & y \end{Bmatrix} \begin{Bmatrix} \alpha_1 \\ \alpha_2 \\ \alpha_3 \\ \alpha_4 \\ \alpha_5 \\ \alpha_6 \end{Bmatrix} \quad ec. (4)$$

En forma abreviada:

$$\{\delta(x, y)\} = [f(x, y)]\{\alpha\} \quad ec. (5)$$

3^{er} Paso: Definición de los desplazamientos $\delta(x,y)$ de los puntos de un elemento en función de los movimientos de los nodos $\{\delta^e\}$

En este paso se determinan los coeficientes $a_1, a_2 \dots a_6$ en función de los desplazamientos de los nodos u_i, v_i, u_j, v_j y u_m, v_m .

Las ecuaciones (4) para las vértices 1, 2, 3 del triangulo adoptan la forma matricial:

$$\begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \\ u_j \\ v_j \\ u_m \\ v_m \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} 1 & x_i & y_i & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_m & y_m & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_m & y_m \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \alpha_1 \\ \alpha_2 \\ \alpha_3 \\ \alpha_4 \\ \alpha_5 \\ \alpha_6 \end{Bmatrix} \quad ec. (6)$$

En forma abreviada:

$$\{\delta^e\} = [A]\{\alpha\} \quad ec. (7)$$

Siendo:

$$A = \begin{bmatrix} 1 & x_i & y_i & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_m & y_m & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_m & y_m \end{bmatrix} \quad ec. (8)$$

Los coeficientes de $\{\alpha\}$ se determinan de la ecuación (7)

$$\{\alpha\} = [A]^{-1}\{\delta^e\} \quad ec. (9)$$

$$[A]^{-1} = \frac{1}{2\Omega} \begin{vmatrix} x_j y_m - x_m y_j & 0 & -x_i y_m + x_m y_i & 0 & x_i y_j - x_j y_i & 0 \\ y_j - y_m & 0 & y_m - y_i & 0 & y_i - y_j & 0 \\ x_m - x_j & 0 & x_i - x_m & 0 & x_j - x_i & 0 \\ 0 & x_j y_m - x_m y_j & 0 & -x_i y_m + x_m y_i & 0 & x_i y_j - x_j y_i \\ 0 & y_j - y_m & 0 & y_m - y_i & 0 & y_i - y_j \\ 0 & x_m - x_j & 0 & x_i - x_m & 0 & x_j - x_i \end{vmatrix} \quad ec.(10)$$

Ω es la superficie del triangulo

$$2\Omega = \begin{vmatrix} 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_m & y_m \end{vmatrix}$$

Al combinar la ecuación (9) con la (5) resulta:

$$\{\delta(x, y)\} = [f(x, y)][A]^{-1} \{\delta^e\} = [N_i [I], N_j [I], N_m [I]] \{\delta^e\} = [N] \{\delta^e\} \quad ec. (11a)$$

Dónde:

N_i, N_j, N_m son las funciones de interpolación

[I] es la matriz unidad

[N] es la matriz de las funciones de interpolación o de forma de los desplazamientos del elemento finito.

Desarrollando la ecuación (11a) obtenemos:

$$\begin{aligned} u(x, y) &= \frac{1}{2\Omega} [(a_i + b_i x + c_i y)u_i + (a_j + b_j x + c_j y)u_j + (a_m + b_m x + c_m y)u_m] \\ &= N_i u_i + N_j u_j + N_m u_m \end{aligned}$$

Análogamente:

$$v(x, y) = N_i v_i + N_j v_j + N_m v_m$$

Siendo:

$$\begin{aligned} a_i &= x_j y_m - x_m y_j & b_i &= y_j - y_m & c_i &= x_m - x_j \\ a_j &= x_i y_m + x_m y_i & b_j &= y_m - y_i & c_j &= x_i - x_m \\ a_m &= x_i y_j - x_j y_i & b_m &= y_i - y_j & c_m &= x_j - x_i \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} N_i &= (a_i + b_i x + c_i y) / 2\Omega \\ N_j &= (a_j + b_j x + c_j y) / 2\Omega \\ N_m &= (a_m + b_m x + c_m y) / 2\Omega \end{aligned}$$

La ecuación (11a) expresión del desplazamiento de un punto interior del elemento viene dada por:

$$\{\delta(x, y)\} = \begin{Bmatrix} u(x, y) \\ v(x, y) \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} N_i & o & N_j & o & N_m & o \\ o & N_i & o & N_j & o & N_m \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \\ \dots \\ u_j \\ v_j \\ \dots \\ u_m \\ v_m \end{Bmatrix} \quad ec. (11b)$$

4^{er} Paso: Relacionar el tensor deformación $\{\varepsilon(x,y)\}$ de un punto del elemento con los desplazamientos de los nodos

El vector deformación de un punto se define por:

$$\{\varepsilon(x, y)\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (12)$$

ε_x e ε_y son las deformaciones longitudinales unitarias en las meseras en las mismas direcciones que los acompañan y γ_{xy} la distorsión o variación angular.

Teniendo en cuenta que:

$$\varepsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x} \quad ; \quad \varepsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y} \quad ; \quad \gamma_{xy} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}$$

Se tiene:

$$\begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} \partial u / \partial x \\ \partial v / \partial y \\ \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} a_2 \\ a_6 \\ a_3 + a_5 \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 1 & 0 \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} a_1 \\ a_2 \\ a_3 \\ a_4 \\ a_5 \\ a_6 \end{Bmatrix} \quad ec. (13)$$

Luego:

$$\{\varepsilon(x, y)\} = [C] \{\alpha\} \quad ec. (14)$$

Reemplazando $[\alpha]$ por $[A]^{-1} [\delta^e]$ de la ecuación (9) tenemos:

$$\{\varepsilon(x, y)\} = [C][A]^{-1} \{\delta^e\} \quad ec. (15)$$

$$\{\varepsilon(x, y)\} = [B] \{\delta^e\} \quad ec. (16)$$

$$[B] = [C][A]^{-1}$$

B es denominada matriz de deformación nodal y toma la siguiente forma:

$$[B] = \frac{1}{2\Omega} \begin{vmatrix} y_j - y_m & 0 & y_m - y_i & 0 & y_i - y_j & 0 \\ 0 & x_m - x_j & 0 & x_i - x_m & 0 & x_j - x_i \\ x_m - x_j & y_j - y_m & x_i - x_m & y_m - y_j & x_j - x_i & y_i - y_j \end{vmatrix} \quad ec. (17a)$$

La ecuación (16) se puede representar aplicando las funciones de interpolación en cuyo caso el vector deformación adopta la siguiente forma:

$$\begin{vmatrix} \frac{\partial N_i}{\partial x} & 0 & \frac{\partial N_j}{\partial x} & 0 & \frac{\partial N_m}{\partial x} & 0 \\ 0 & \frac{\partial N_i}{\partial y} & 0 & \frac{\partial N_j}{\partial y} & 0 & \frac{\partial N_m}{\partial y} \\ \frac{\partial N_i}{\partial y} & \frac{\partial N_i}{\partial x} & \frac{\partial N_j}{\partial y} & \frac{\partial N_j}{\partial x} & \frac{\partial N_m}{\partial y} & \frac{\partial N_m}{\partial x} \end{vmatrix} \begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \\ \dots \\ u_j \\ v_j \\ \dots \\ u_m \\ v_m \end{Bmatrix}$$

$$\{\varepsilon(x, y)\} = [B_i] [B_j] [B_m] \{\delta^e\} \quad ec. (17b)$$

$$\{\varepsilon(x, y)\} = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} b_i & 0 & b_j & 0 & b_m & 0 \\ 0 & c_i & 0 & c_j & 0 & c_m \\ c_i & b_i & c_j & b_j & c_m & b_m \end{vmatrix} \cdot \{\delta^e\}$$

Se observa que los componentes del vector deformación $\{\varepsilon\}$ son constantes en todos los puntos interiores del elemento finito considerado; a este elemento finito se le denomina triángulo de deformación constante.

5^{to} Paso: Relacionar los esfuerzos $|\sigma(x,y)|$ con los desplazamientos de los nodos

Sabemos que:

$$\{\sigma(x, y)\} = \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (18)$$

Dónde: σ_x y σ_y son los esfuerzos normales y τ_{xy} el esfuerzo tangencial o de corte.

a) En el estado de esfuerzos plano:

$$\{\varepsilon(x, y)\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{1}{E} \begin{vmatrix} 1 & -\nu & 0 \\ -\nu & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 2(1+\nu) \end{vmatrix} \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (19)$$

b) En el estado de deformación plano:

$$\{\varepsilon(x, y)\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{1}{E} \begin{vmatrix} 1-\nu^2 & -\nu(\nu+1) & 0 \\ -\nu(1+\nu) & 1-\nu^2 & 0 \\ 0 & 0 & 2(1+\nu) \end{vmatrix} \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (20)$$

Despejando el tensor de esfuerzos:

a) Estado de esfuerzos plano:

$$\{\sigma(x, y)\} = \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{E}{1-\nu} \begin{vmatrix} 1 & \nu & 0 \\ \nu & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1-\nu}{2} \end{vmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (21)$$

b) Estado de deformación plano:

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{E(1-\nu)}{(1+\nu)(1-2\nu)} \begin{vmatrix} 1 & \frac{\nu}{1-\nu} & 0 \\ \frac{\nu}{1-\nu} & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \frac{(1-2\nu)}{2(1-\nu)} \end{vmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} \quad ec. (22)$$

En forma abreviada:

$$\{\sigma(x, y)\} = [D]\{\varepsilon(x, y)\} \quad ec. (23)$$

Aplicando la ecuación (16) obtenemos:

$$\{\sigma(x, y)\} = [D][B]\{\delta^e\} \quad ec. (24)$$

$$[D] = \begin{vmatrix} d_{11} & d_{12} & 0 \\ d_{21} & d_{22} & 0 \\ 0 & 0 & d_{33} \end{vmatrix} \quad ec. (25)$$

Teniendo en cuenta que:

En esfuerzos plano

$$\begin{aligned} d_{11} &= d_{22} = E/(1-\nu^2) \\ d_{12} &= d_{21} = \nu E/(1+\nu)(1-2\nu) \\ d_{33} &= E/2(1+\nu) \end{aligned}$$

En deformación plano

$$\begin{aligned} &E(1-\nu)/(1+\nu)(1-2\nu) \\ &\nu E/(1+\nu)(1-2\nu) \quad ec. (26) \\ &E/2(1+\nu) \end{aligned}$$

6^{to} Paso: Determinación de la matriz de rigidez $[K^e]$ del elemento

En este paso se sustituyen los esfuerzos $\{\sigma(x, y)\}$ por las fuerzas nodales $\{F^e\}$ estáticamente equivalentes, relacionándose estas a continuación con los desplazamientos de los nodos, definiéndose de esta manera la matriz de rigidez del elemento finito.

Para la determinación de las fuerzas nodales estáticamente equivalentes a los esfuerzos, se aplica el principio de los trabajos virtuales de la manera siguiente:

Se elige un conjunto arbitrario de desplazamientos nodales representados por el vector $\{\delta^{*e}\}$ es decir:

$$\{\delta^{*e}\} = \begin{Bmatrix} \delta_i^{*e} \\ \delta_j^{*e} \\ \delta_m^{*e} \end{Bmatrix}$$

El trabajo externo desarrollado por las fuerzas nodales será:

$$W_{ext} = [\delta_i^{*e}][F_i^e] + [\delta_j^{*e}][F_j^e] + [\delta_m^{*e}][F_m^e] = [\delta^{*e}][F^e] \quad ec. (27)$$

Los desplazamientos arbitrarios impuesto a los nodos dan lugar a deformaciones $\{\varepsilon(x,y)^*\}$ en todos los puntos del elemento finito en los que los esfuerzos reales son $\{\sigma(x,y)\}$ de manera que el trabajo generado por la unidad de volumen es:

$$W_{int} = \{\varepsilon(x,y)^*\}^T \{\sigma(x,y)\}$$

Luego:

$$W_{int} = \int_0^V \{\varepsilon(x,y)^*\}^T \{\sigma(x,y)\} dV \quad ec. (28)$$

De la ecuación (16) se tiene:

$$\{\varepsilon(x,y)^*\} = [B]\{\delta^{*e}\}$$

Usando la ecuación (28) y la ecuación (24), se tiene:

$$W_{int} = \int_0^V [B^T]\{\delta^{*e}\}[D][B]\{\delta^{*e}\} dV$$

Igualando el trabajo interno al trabajo externo y dado que los desplazamientos virtuales $[\delta^{*e}]$ son arbitrarios se pueden elegir estos seis desplazamientos virtuales iguales a la unidad $[\delta^{*e}] = [I]$

$$\{F^e\} = \left[\int_0^V [B]^T [D][B] dV \right] \{\delta^e\}$$

Luego se puede escribir:

$$\{F^e\} = [K^e] \{\delta^e\}$$

Siendo $[K^e]$ la matriz de rigidez del elemento finito obtenida de la ecuación:

$$[K^e] = \int_0^V [B]^T [D][B] dV$$

Puesto que todos los elementos de las matrices $[B]$ y $[D]$ son constantes, no es necesario integrar, quede reducida a calcular:

$$[K^e] = [B]^T [D][B] \Omega t$$

Siendo Ω el área del triángulo del elemento finito y t el espesor del mismo.

Convergencia y estabilidad de los elementos finitos

Para investigar la convergencia o divergencia de los elementos finitos. IRON introdujo el concepto del “test de la parcela” que dice lo siguiente:

“si alcanzamos simultáneamente el equilibrio en todos los nodos sin necesidad de introducir ninguna fuerza nodal exterior y se obtiene un estado de esfuerzos constantes, es evidente que no se habrá perdido trabajo exterior a través de las discontinuidades entre elementos. Los elementos que cumplen este test convergen a la solución exacta”.

Para asegurar la convergencia es necesario que la aproximación satisfaga las condiciones de consistencia y estabilidad.

Un sistema es consistente cuando tiene solución y es estable cuando los datos de entrada tienen una pequeña variación y el resultado no varía demasiado, si esta variación fuera grande, se dice que el sistema es inestable.

Los errores que se cometen en el cálculo con el MEF, en los cuales se debe tener cuidado son:

a) Errores de discretización

Por falta de capacidad de las funciones de forma geométricas de representar con exactitud la geometría real.

b) Errores de computación.-

En la resolución de los sistemas de las ecuaciones

En la integración sobre los elementos

c) Errores de modelización.-

En la modelización de cargas exteriores

En la modelización de condiciones de contorno

En la propiedades de los materiales.

DCR.

Lima 22/10/07

**APÉNDICE 7: APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO
DE ESTABILIDAD**

Geomechanics Method "RMR" - Rock Mass Classification Results

User : Project :

Comments :

Input Data	Output Data
Rock Type : Andesita Intact Strength (A.1) - 12.00 Rock Quality Designation (A.2) - 13.00 Joint Spacing (A.3) - 10.00 Discontinuity Length (A.4.i) - 2.00 Joint Separation (A.4.ii) - 5.00 Joint Roughness (A.4.iii) - 3.00 Joint Infilling (A.4.vi) - 2.00 Joint Weathering (A.4.v) - 5.00 Groundwater (A.5) - 15.00 Joint Orientation (B) - -2.00	Rock Mass Rating, RMR - 65.00 Condition of Discontinuities, RMRm - 17.00 RQD + Spacing, RMRs - 23.00 Q Equivalent - 12.88 Undisturbed Rock Mass : m Value - 4.63 s Value - 0.014666 Disturbed Rock Mass : m Value - 1.19 s Value - 0.001776

Print **Backward** Forward

Direct Factor Input

File

Input

RQD : <input type="text" value="65"/>	Workplace : <input type="text" value="Tajeo Intermedio Central"/>
Depth : <input type="text" value="80"/>	Critical Joint Dip* : <input type="text" value="60"/>
UCS : <input type="text" value="140"/>	Critical Joint Dip Direction* : <input type="text" value="53"/>
Joint Set Number : <input type="text" value="9"/>	Excavation Dip* : <input type="text" value="2"/>
Joint Roughness : <input type="text" value="1.5"/>	Excavation Dip Direction* : <input type="text" value="340"/>
Joint Alteration : <input type="text" value="2"/>	* degrees
Failure Mechanism : <input type="text" value="gravity fall"/>	

Sizing

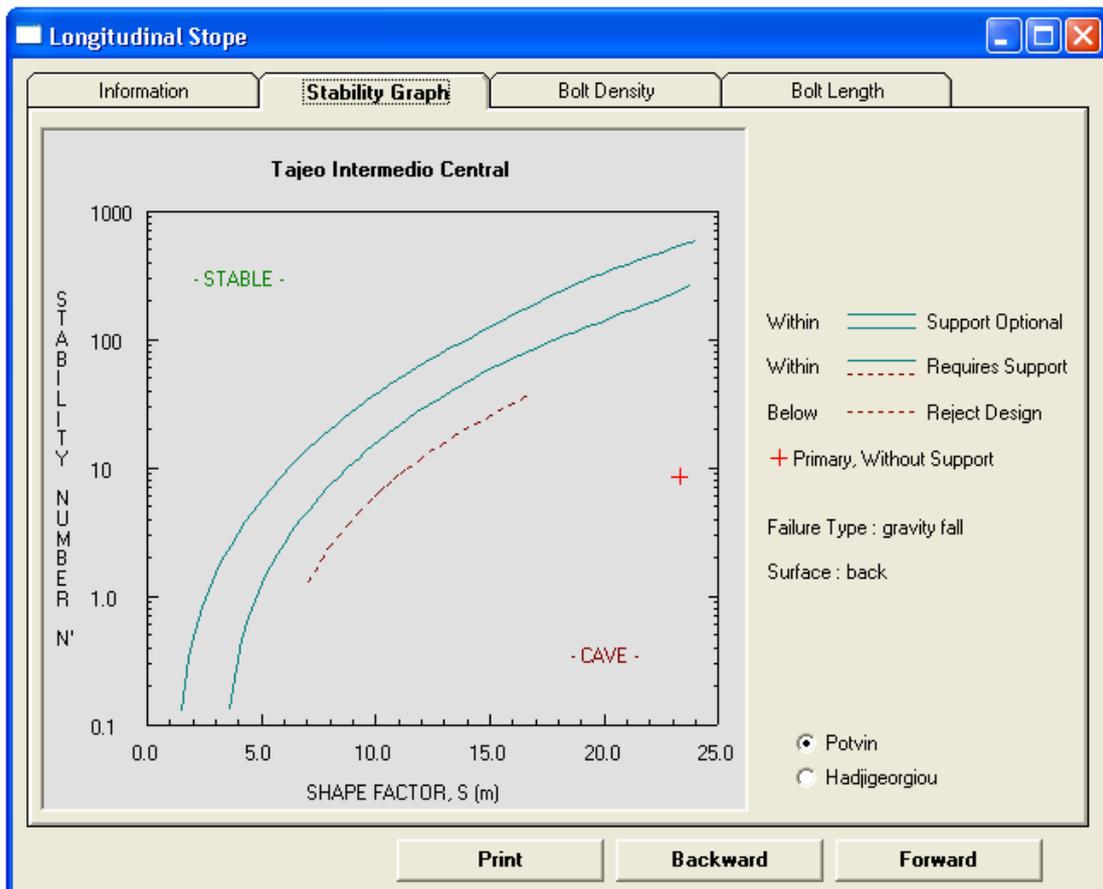
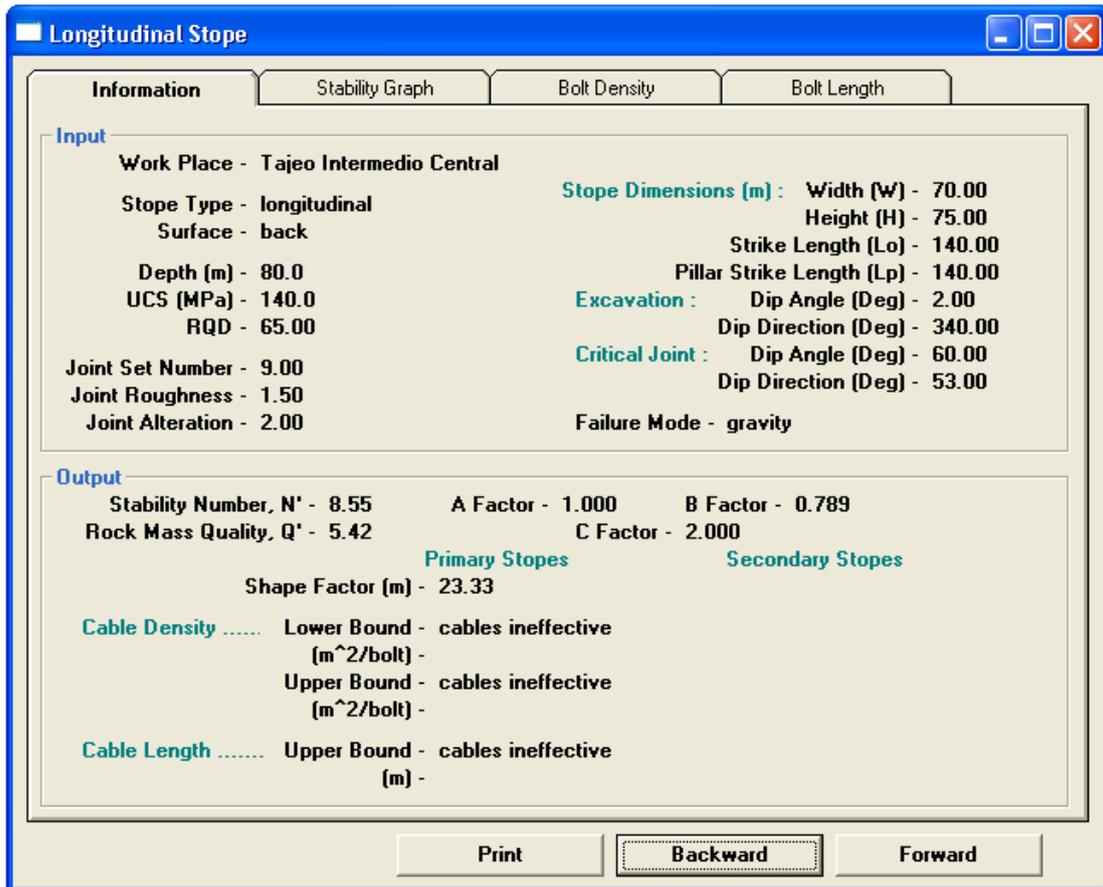
Surface	Stope Dimensions (m)
<input checked="" type="radio"/> <input type="text" value="Back"/>	Stope Width : <input type="text" value="70"/>
<input type="radio"/> <input type="text" value="H/W or F/W"/>	Stope Height : <input type="text" value="75"/>
<input type="radio"/> <input type="text" value="Wall (primary)*"/>	Stope Strike Length : <input type="text" value="140"/>
<input type="radio"/> <input type="text" value="Wall (secondary)"/>	Pillar Strike Length : <input type="text" value="140"/>

* WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : A : B : C :

Backward **Forward**



**APÉNDICE 8: CONFIABILIDAD DEL RMR CON
SIMULACIÓN MONTECARLO**



CONFIABILIDAD EN LA ESTIMACIÓN DE LOS DATOS DE LA CALIDAD DE LA MASA ROCOSA RMR (ROCK MASS RATING) POR MEDIO DE SIMULACIÓN DE MONTECARLO

1. Introducción

Los diferentes criterios de caracterización geomecánica de la masa rocosa como el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989), Sistema Q (Índice de Calidad Tunelera) de Barton et.al. (1974), GSI (Geological Strength Index) de Hoek y Marinos (2000) y otros, son empíricos, basados en la valoración de una serie de características de la masa rocosa que son variables aleatorias.

Actualmente no existen criterios para evaluar la confiabilidad de los datos de campo y poder así introducir ajustes necesarios tomando en cuenta esta aleatoriedad de las variables, por lo cual la aplicación de estos criterios deben realizarse con mucho cuidado.

En esta investigación que se ha realizado se plantea una metodología para evaluar la confiabilidad de los datos de campo de los parámetros de la valoración de la masa rocosa (RMR) de Bieniawski (1989), utilizado en este trabajo de tesis para determinar la calidad de la masa rocosa de la Mina Condestable 2 Zona Prioridad 1.

2. Metodología planteada

Para el estudio de la confiabilidad de los datos de campo, se aplica en este caso la simulación de MonteCarlo.

El método requiere la función acumulativa de la distribución de la variable. Para ello se plantearon dos alternativas:

1. Ojiva tradicional, a partir de una distribución de frecuencia de los datos.
2. La densidad de Kernel aplicado a los datos.

Para ilustrar ambos métodos, se utilizan aquí los datos de la roca Lava Andesítica – LVAND (ver Apéndice A), tomando como ejemplo la característica “Resistencia” compresiva uniaxial de la roca intacta. Cabe señalar que así como se toma como ejemplo la “Resistencia”, este procedimiento es aplicable a cualquier característica utilizado en este criterio de clasificación geomecánica incluido el RMR como se verá más adelante (ver Apéndice B).

Alternativa 1

En las siguientes figuras se presentan el “Histograma de la Resistencia” y la “Ojiva” de la misma:

Los valores de “Frecuencia de la Resistencia” en este caso se presentan en la Tabla 1.

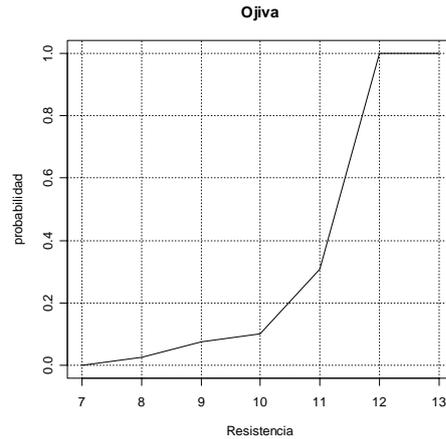
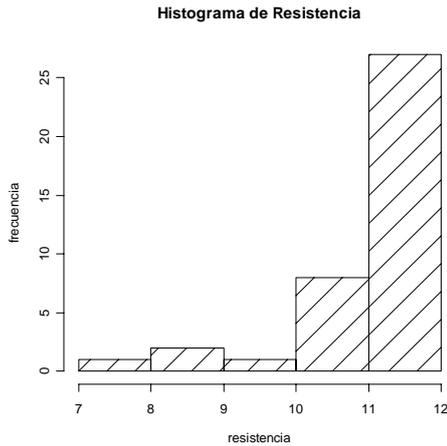


Tabla 1
Frecuencia de la resistencia

Inferior	Superior	Marca de clase	Frecuencia observada	Frecuencia relativa observada	Frecuencia acumulativa	Frecuencia relativa acumulativa
		MC	fi	fri	Fi	Fri
7	8	7.5	1	0.03	1	0.03
8	9	8.5	2	0.05	3	0.08
9	10	9.5	1	0.03	4	0.10
10	11	10.5	8	0.21	12	0.31
11	12	11.5	27	0.69	39	1.00

La simulación de MonteCarlo se inicia generando valores aleatorios entre 0 y 1 y se localiza su correspondiente valor de resistencia en la ojiva.

Si el valor y_0 , esta en el intervalo $[y_1, y_2]$ para correspondientes valores de x_1 y x_2 , entonces el valor de x_0 se puede obtener con la siguiente relación:

$$x_0 = (x_1(y_2 - y_0) + x_2(y_0 - y_1)) / (y_2 - y_1)$$

Siendo x_0 el valor simulado por MonteCarlo.

Mediante este procedimiento se genera “n” valores para el estudio de simulación.

Alternativa 2

En este caso, para determinar la función de distribución acumulativa de los datos observados, se aplica la densidad de Kernel, para ello, se obtiene todos los pares de puntos de la densidad de Kernel y se determina las probabilidades entre pares de puntos, para luego acumular estas probabilidades. Por ejemplo para la medida de la “Resistencia” en la roca LVAND, la función de densidad mediante Kernel obtiene n-puntos deseados para dibujar el comportamiento de su distribución.

D = densidad (Resistencia)

$x = D\$x$

$y = D\$y$

Espaciamento = $D\$wb$

Con estos puntos y sus espaciamentos de la densidad se encuentra el área que corresponderá al área de un trapecio.

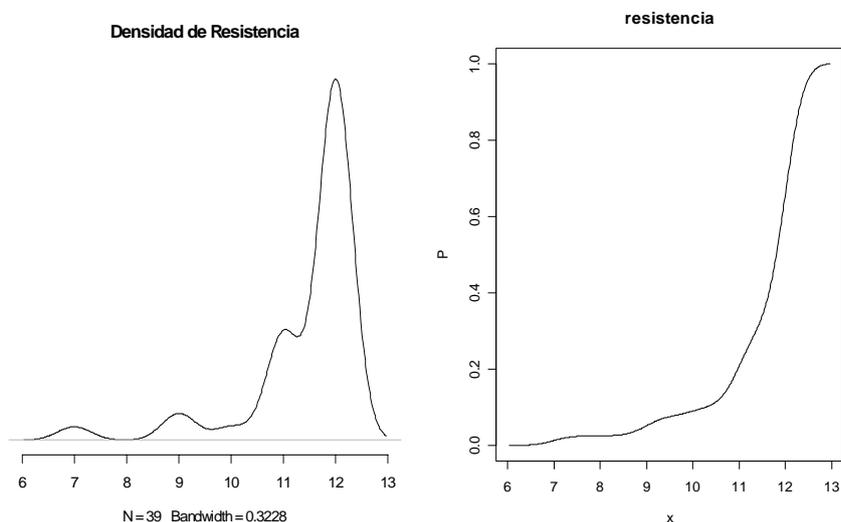
$A[i] = \text{espaciamiento} * (y[i] + y[i+1]) / 2$; si son n-puntos, se obtienen n-1 áreas.

Si $\text{total} = \text{suma}(A)$, entonces las probabilidad en cada segmento es $A[i] / \text{total}$.

Las probabilidades acumuladas (P_a) se obtienen sumando acumulativamente las probabilidades de cada segmento, se tendrá entonces (n-1) puntos de P_a , y estos tendrán su equivalente x, desde el punto 2 hasta el n-ésimo.

Finalmente se tendrá (n-1) pares de puntos.

En las siguientes figuras se presentan los resultados de la función de densidad y su función de distribución acumulativa para el caso de la “Resistencia” de la roca LVAND.



Los cálculos fueron realizados en el lenguaje de programación R. En este lenguaje, para el parámetro “Resistencia” de la roca LVAND (lava[,4]), se construye la distribución de probabilidades acumuladas mediante la siguientes rutina:

```
D<- density(lava[,4])
x<-D$x
ancho<- D$bw
ns<-length(x)
y<-D$y
# areas
A<-rep(0,(ns-1))
for(i in 1:(ns-1)) A[i] <- (y[i] + y[i+1])*ancho/2
total <- sum(A)
pa<-rep(0,(ns-1))
pa[1] <- A[1]
# Probabilidad acumulada
for(i in 2:(ns-1)) pa[i] <- pa[i-1]+A[i]
```

```

pa<-pa/total
x<- x[-1]
plot(x,pa,type="l", main="Distribución de probabilidades acumuladas", xlab
="resistencia",ylab="probabilidad",xlim=c(7,13))
grid(lwd=2)

```

La simulación de MonteCarlo se inicia generando valores aleatorios entre 0 y 1 y se localiza su correspondiente valor de “Resistencia” en la función de distribución acumulativa.

Si el valor y_0 es el valor generado entre 0 y 1, se localiza el valor mas cercano de la función de distribución acumulativa y el valor simulado será el correspondiente valor x_0 (Resistencia).

El procedimiento en el lenguaje de programación R es el siguiente:

```

# Genera runif(k)
sk <- runif(k)
w<-data.frame(orden=1:k, sk, aleatorio=0)
w<-w[order(w[,2]),]
start <- 1
for (i in 1:k) {
for (j in start:ns) {
if ( w[i,2] < pa[j] ) {
w[i,3] <- x[j]
start <- j
break
}
}
}
w<-w[order(w[,1]),]

```

Mediante este procedimiento se genera “n” valores de “Resistencia” para el estudio de simulación. Igualmente se generan los valores simulados para los otros parámetros: RQD, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, alteración o intemperización y agua subterránea.

La respuesta RMR (Rock Mass Rating) corresponde a la suma de las medidas de sus características.

Para determinar la confiabilidad de esta respuesta, se generó 5000 valores de cada parámetro, obteniéndose 5000 respuestas de RMR.

Con esta población se determinaron los percentiles correspondientes a una confiabilidad del 95%. Estos valores corresponden a los percentiles 0.025 y 0.975.

Para determinar la confiabilidad de los datos observados en la respuesta RMR (Rock Mass Rating), se contabiliza cuantas respuestas están dentro del rango permitido definido por el 95% de confianza. Llevado al 100% nos indicará el porcentaje de confiabilidad.

Otras estadísticas importantes son los límites de confianza para un valor promedio de esta media, para lo cual se puede utilizar la aproximación de la normal o utilizar los índices de los percentiles.

Límites mediante la normal = Promedio +/- 1.96 Std / Raíz(n), donde Std es la desviación estándar de la población (obtenido de los datos simulados) y n es el número de datos para el promedio.

Limites mediante la distribución generada por la simulación de MonteCarlo:

Límite inferior = Promedio – Percentil (0.025) *Error

Límite Superior = Promedio + Percentil (0.975) *Error

Donde Error = Error estándar de los datos simulados.

3. Aplicaciones de la data RMR de Mina Condestable 2 Zona Prioridad 1

En las cuatro páginas siguientes se muestran los resultados de la aplicación de esta metodología. En estas se pueden observar que la confiabilidad de los datos RMR (Rock Mass Rating) para los cuatro tipos de rocas presentes en la Zona Prioridad 1 son los siguientes:

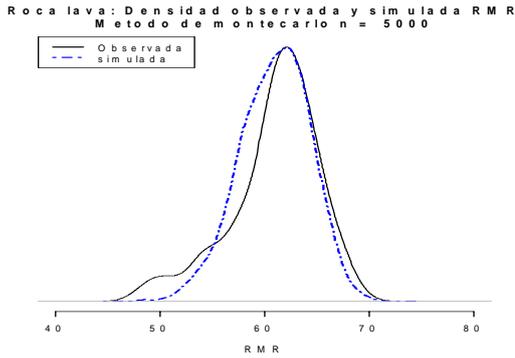
Tabla 2
Confiabilidad de los datos RMR

Tipo de roca	Confiabilidad
Lava Andesítica (LVAND)	92.3 %
Pórfido dacítico andesítico (POR)	85.2 %
Tufos (TFM)	88.8 %
Brechas (BX)	90.9 %

4. Conclusiones y recomendaciones

- Este procedimiento puede ser aplicado a cualquier variable aleatoria de datos geomecánicos de campo a fin de estudiar su confiabilidad.
- Puede ser utilizado durante el proceso de la toma de datos de campo. Estudiando la confiabilidad, durante este proceso, se puede mejorar el muestreo de datos. Por ejemplo, en los casos del pórfido dacítico andesítico y de los tufos podría haberse mejorado las confiabilidad de los datos de campo aumentando las estaciones de mapeo geomecánico.
- También puede ser utilizado como criterio para establecer los factores de seguridad durante los análisis de diseño.
- En el Apéndice C se pone a consideración de la comunidad geomecánica el programa en lenguaje R para determinar la confiabilidad de los datos de campo.

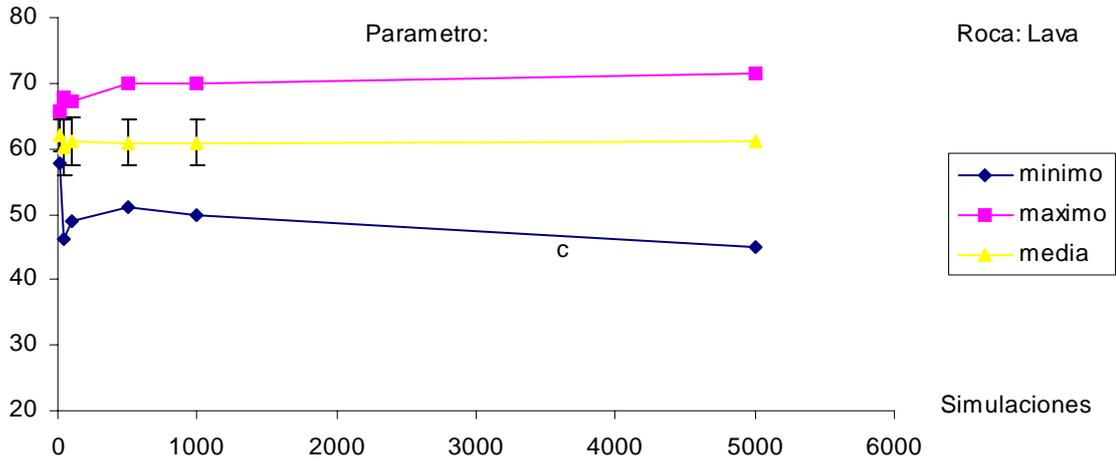
DCR/ Lima, 15/02/2008



Roca: Lava Andesítica
 Tamaño de muestra = 39

Mínimo = 49
 Máximo = 68
 Media = 60.95
 Mediana = 62

n	Mínimo	Máximo	Media	Std	Error	Margen
10	57.64	65.55	62.04	2.48	0.78	1.76
50	46.32	67.71	60.21	4.14	0.59	1.23
100	48.95	67.17	61.07	3.58	0.36	0.2
500	51.05	69.9	60.96	3.42	0.15	0.02
1000	49.75	69.87	60.94	3.43	0.11	0.02
5000	45.11	71.49	60.98	3.47	0.05	0.05



Confiabilidad sobre muestras observadas de la roca y sobre su medida central.

Al 95% de confianza: Mediante los percentiles para n=5000

$P_{0.025} = 53.69$; $P_{0.975} = 67.08$ Significa que una muestra observada reportará un valor de RMR entre 53 y 67.

$100 - \text{sum}((\text{lava}[13] < 53.69) | (\text{lava}[13] > 67.08)) * 100/39 = 92.3\% \text{ de confiabilidad}$ de los datos observados.

Sobre la media poblacional, según los datos observados: $60.95 \pm 1.96 * 3.47 / \sqrt{39}$
 Límites de confianza para la Media: 59.8 - 62.03.

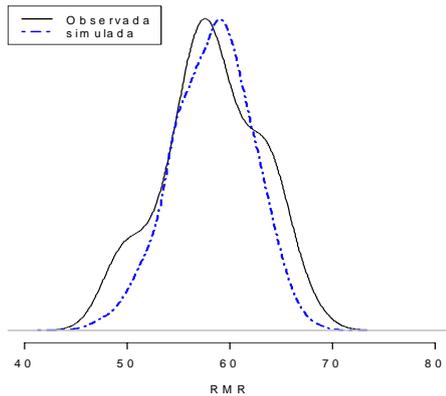
Utilizando los percentiles de MonteCarlo para hallar los límites:

Promedio - $P(0.025) * \text{Error}$; Promedio + $P(0.975) * \text{Error}$

$$60.95 - 53.69 * 0.05 = 58.3$$

$$60.95 + 67.08 * 0.05 = 64.3$$

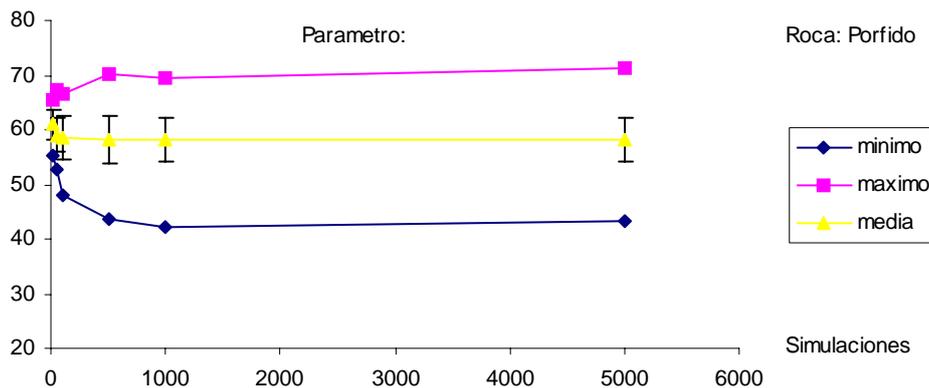
Roca porfido: Densidad observada y simulada RMR
Metodo de montecarlo n = 5000



Roca: Pórfido Dac-And
Tamaño de muestra = 27

Mínimo = 49
Máximo = 67
Media = 58.22
Mediana = 58

n	Mínimo	Máximo	Media	Std	Error	Margen
10	55.43	65.3	60.91	2.9	0.92	4.41
50	52.8	67.45	59.08	2.93	0.41	1.46
100	47.86	66.54	58.64	4.01	0.4	0.71
500	43.64	70.29	58.27	4.28	0.19	0.08
1000	42.3	69.59	58.24	3.98	0.13	0.03
5000	43.22	71.35	58.28	3.92	0.06	0.1



Confiabilidad sobre muestras observadas de la roca y sobre su medida central.

Al 95% de confianza: Mediante los percentiles para n=5000

$P_{0.025} = 50.19$; $P_{0.975} = 65.5$ Significa que una muestra observada reportara un valor de RMR entre 50 y 65.

$100 - \text{sum}((\text{pórf} [,13] < 50.19) \mid (\text{pórf}[,13] > 65.5)) * 100 / 27 = 85.2\% \text{ de confiabilidad}$ de los datos observados.

Sobre la media poblacional, según los datos observados: $58.22 \pm 1.96 * 3.92 / \sqrt{27}$
Límites de confianza para la Media: 56.74 - 59.69.

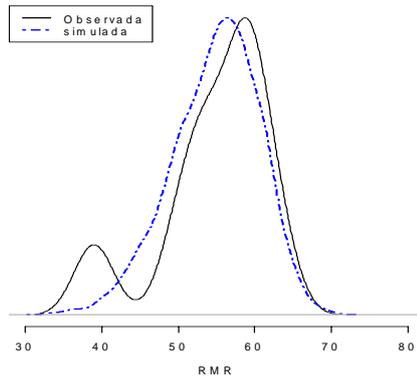
Utilizando los percentiles de MonteCarlo para hallar los límites:

Promedio - $P(0.025) * \text{Error}$; Promedio + $P(0.975) * \text{Error}$

$$58.22 - 50.19 * 0.06 = 55.4$$

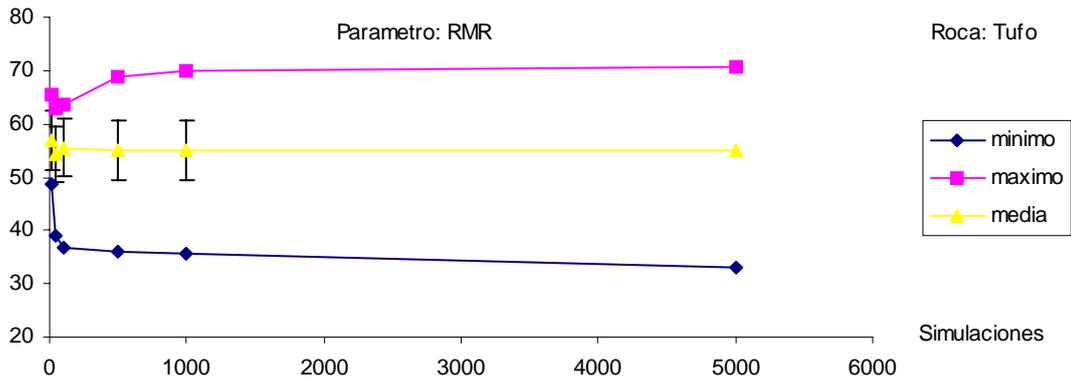
$$58.22 + 65.5 * 0.06 = 62.1$$

Roca tufo: Densidad observada y simulada RMR
 Metodo de montecarlo n = 5000



Roca: Tufo
 Tamaño de muestra = 9
 Mínimo = 39
 Máximo = 63
 Media = 54.89
 Mediana = 57

n	Mínimo	Máximo	Media	Std	Error	Margen
10	48.76	65.52	56.98	5.65	1.79	3.68
50	39.04	62.77	54.39	5.22	0.74	0.92
100	36.81	63.55	55.59	5.39	0.54	1.26
500	36.21	68.64	55.11	5.53	0.25	0.4
1000	35.54	69.9	54.98	5.65	0.18	0.17
5000	33.12	70.84	54.88	5.69	0.08	0.02



Confiabilidad sobre muestras observadas de la roca y sobre su medida central.

Al 95% de confianza: Mediante los percentiles para n=5000

$P_{0.025} = 42.5$; $P_{0.975} = 64.7$ Significa que una muestra observada reportara un valor de RMR entre 42 y 65.

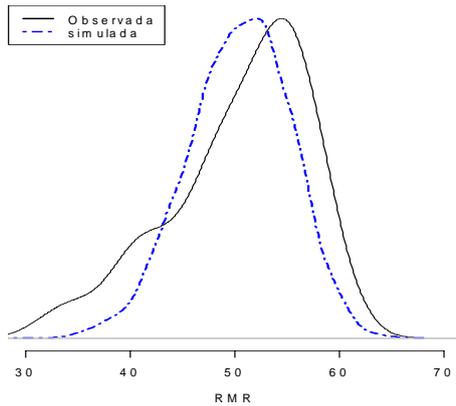
$100 - \text{sum}((\text{tufo}[13] < 42.5) \mid (\text{tufo}[13] > 64.7)) * 100 / 9 = 88.8\% \text{ de confiabilidad}$ de los datos observados.

Sobre la media poblacional, según los datos observados: $54.89 \pm 1.96 * 5.69 / \sqrt{9}$
 Límites de confianza para la Media: 51.16, 58.6.

Utilizando los percentiles de MonteCarlo para hallar los límites:
 Promedio - $P(0.025) * \text{Error}$; Promedio + $P(0.975) * \text{Error}$

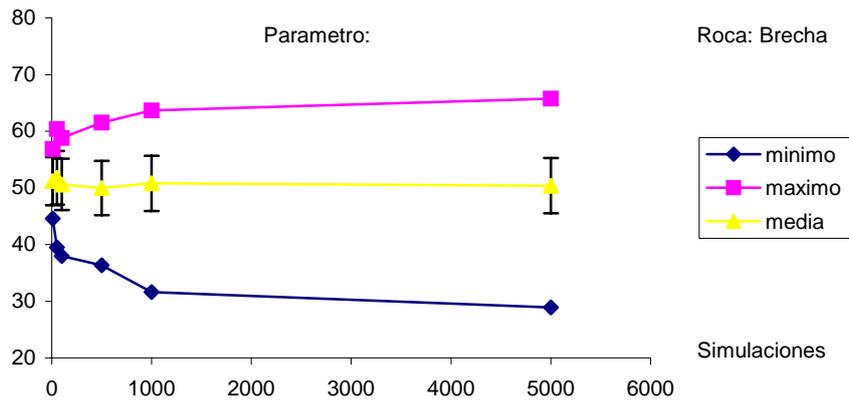
$$54.89 - 42.5 * 0.08 = 51.5 \qquad 54.89 + 64.7 * 0.08 = 60.1$$

Roca brecha: Densidad observada y simulada RMR
 Método de Montecarlo n = 5000



Roca: Brecha
 Tamaño de muestra = 22
 Mínimo = 34
 Máximo = 59
 Media = 50.45
 Mediana = 52.5

n	Mínimo	Máximo	Media	Std	Error	Margen
10	44.54	56.82	51.19	4.25	1.34	1.44
50	39.49	60.37	51.76	4.73	0.67	2.53
100	37.99	58.84	50.6	4.54	0.45	0.28
500	36.31	61.51	49.97	4.79	0.21	0.97
1000	31.59	63.66	50.79	4.87	0.15	0.66
5000	28.9	65.75	50.39	4.89	0.07	0.13



Confiabilidad sobre muestras observadas de la roca y sobre su medida central.

Al 95% de confianza: Mediante los percentiles para n=5000

$P_{0.025} = 40.3$; $P_{0.975} = 59.28$ Significa que una muestra observada reportara un valor de RMR entre 40 y 59

$100 - \text{sum}((\text{brech}[13] < 40.3) | (\text{brech}[13] > 59.28)) * 100 / 22 = 90.9\%$ de confiabilidad de los datos observados.

Sobre la media poblacional, según los datos observados: $50.45 \pm 1.96 * 4.89 / \sqrt{22}$
 Límites de confianza para la Media: 48.4, 52.49.

Utilizando los percentiles de MonteCarlo para hallar los límites:
 Promedio - $P(0.025) * \text{Error}$; Promedio + $P(0.975) * \text{Error}$

$$50.45 - 40.3 * 0.07 = 47.6$$

$$50.45 + 59.28 * 0.07 = 54.6$$

Glosario:

Std	Desviación estándar
Error	Error estándar de los datos simulados. Relación entre la desviación estándar y la raíz cuadrada del número de datos
Margen	Diferencia entre la media observada menos la media encontrada por los datos simulados, todo dividido entre la media de los datos simulados, multiplicado por 100.
1.96	Valor correspondiente al 95 % de confianza en la distribución normal.

APÉNDICE A

DATA CARACTERÍSTICAS Y VALORES RMR

Nro	Nivel	Litología	Resistencia	RQD	Espaciamiento	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Refracto	Alteración	AguaSubterránea	RMR
1	NV.0	LVAND	12	13	8	1	5	3	1	5	15	63
2	NV.0	LVAND	12	13	8	0	5	1	1	4	13	57
3	NV.0	LVAND	11	10	8	1	5	3	1	5	15	59
4	NV.0	LVAND	12	13	9	1	5	2	1	5	12	60
5	NV.0	LVAND	12	13	9	1	2	2	1	5	10	55
6	NV.0	LVAND	12	13	10	1	5	3	0	5	15	64
7	NV.0	LVAND	12	13	8	1	5	3	0	5	15	62
8	NV.0	LVAND	12	13	8	1	5	3	2	5	15	64
9	NV.0	LVAND	11	13	8	1	5	3	1	4	15	61
10	NV.0	LVAND	11	13	8	1	5	3	4	5	12	62
11	NV.0	LVAND	7	8	8	1	5	1	1	3	15	49
12	NV.0	LVAND	12	13	10	1	5	2	2	5	15	65
13	NV.0	LVAND	12	10	8	1	5	3	2	5	15	61
14	NV.0	LVAND	12	12	8	2	5	3	4	5	15	66
15	NV.0	LVAND	12	13	8	1	5	2	2	5	15	63
16	NV.0	LVAND	12	13	8	1	5	3	2	5	15	64
17	NV.0	LVAND	11	13	8	1	5	2	2	5	15	62
18	NV.100	LVAND	12	12	9	2	6	3	1	5	10	60
19	NV.100	LVAND	12	10	8	2	6	3	2	5	15	63
20	NV.100	LVAND	11	12	8	1	5	1	2	5	15	60
21	NV.120	LVAND	9	9	6	1	5	2	2	5	12	51
22	NV.120	LVAND	9	9	7	2	5	4	4	5	12	57
23	NV.30	LVAND	12	13	8	1	5	3	2	5	15	64
24	NV.30	LVAND	12	12	10	3	5	3	2	5	15	67
25	NV.30	LVAND	10	9	8	2	4	3	2	5	15	58
26	NV.46	LVAND	11	13	8	0	5	2	2	5	15	61
27	NV.46	LVAND	12	13	9	1	6	3	2	5	15	66
28	NV.65	LVAND	12	10	9	2	6	3	2	5	15	64
29	NV.65	LVAND	12	10	9	2	5	3	1	5	15	62
30	NV.65	LVAND	12	9	5	0	5	3	2	3	15	54
31	NV.65	LVAND	12	8	8	2	5	3	1	5	10	54
32	NV.65	LVAND	12	11	9	1	5	3	2	5	10	58
33	NV.65	LVAND	12	12	9	1	6	3	2	5	12	62
34	NV.65	LVAND	11	11	8	1	5	3	2	5	15	61
35	NV.65	LVAND	12	12	8	1	6	3	2	5	12	61
36	NV.65	LVAND	12	12	9	2	6	3	4	5	15	68
37	NV.65	LVAND	12	12	8	1	5	3	4	5	15	65
38	NV.65	LVAND	11	13	8	1	5	1	4	5	15	63
39	RAUL	LVAND	12	13	8	0	4	2	2	5	15	61

Nro	Nivel	Litología	Resistencia	ROD	Espaciamiento	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	AguaSubterránea	RMR
1	NV.40	POR	10	12	10	2	6	1	1	5	10	57
2	NV.60	POR	12	10	7	1	5	3	2	5	15	60
3	NV.0	POR	12	13	8	1	5	3	1	5	15	63
4	NV.0	POR	10	9	7	1	5	2	1	5	15	55
5	NV.0	POR	10	11	6	1	5	3	2	5	15	58
6	NV.0	POR	12	10	8	1	5	3	4	5	15	63
7	NV.0	POR	10	8	8	1	5	2	4	3	15	56
8	NV.0	POR	10	9	8	2	5	1	4	5	15	59
9	NV.0	POR	7	8	6	2	5	3	1	3	15	50
10	NV.0	POR	11	13	6	1	5	2	4	5	15	64
11	NV.100	POR	12	13	8	1	4	5	4	5	15	67
12	NV.100	POR	12	10	8	0	5	3	2	5	12	57
13	NV.120	POR	13	13	8	1	5	2	2	5	12	61
14	NV.120	POR	10	13	8	1	5	1	2	5	15	60
15	NV.140	POR	12	13	9	1	5	2	2	5	15	64
16	NV.30	POR	11	12	8	1	6	3	3	5	15	64
17	NV.30	POR	11	13	8	2	5	3	2	5	15	64
18	NV.30	POR	10	10	8	2	5	3	1	5	10	54
19	NV.30	POR	10	8	6	1	5	3	2	3	12	50
20	NV.46	POR	11	10	6	0	4	3	0	4	15	53
21	NV.46	POR	11	8	6	1	5	3	2	5	15	56
22	NV.46	POR	12	10	8	0	5	3	1	4	15	56
23	NV.46	POR	11	10	8	0	5	3	1	5	15	59
24	NV.90	POR	10	13	9	0	5	1	0	5	15	58
25	NV.90	POR	11	9	8	1	5	2	2	5	15	58
26	RAUL	POR	7	11	8	0	1	3	2	2	15	48
27	RAUL	POR	9	13	9	0	4	3	2	3	15	58

Nro	Nivel	Litología	Resistencia	ROD	Espaciamiento	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	AguaSubterránea	RMR
1	NV.100	TFM	12	10	8	0	5	3	1	3	15	57
2	NV.100	TFM	12	10	8	1	5	2	2	5	15	60
3	NV.40	TFM	12	10	8	1	5	1	2	5	10	54
4	NV.70	TFM	5	3	5	1	4	3	0	3	15	39
5	NV.0	TFM	12	13	8	1	5	3	1	5	15	63
6	NV.80	TFM	12	10	8	0	5	1	2	5	10	53
7	NV.80	TFM	10	11	9	1	5	3	1	4	15	59
8	NV.80	TFM	12	10	7	1	4	3	1	5	7	50
9	NV.80	TFM	12	10	8	1	5	1	2	5	15	59

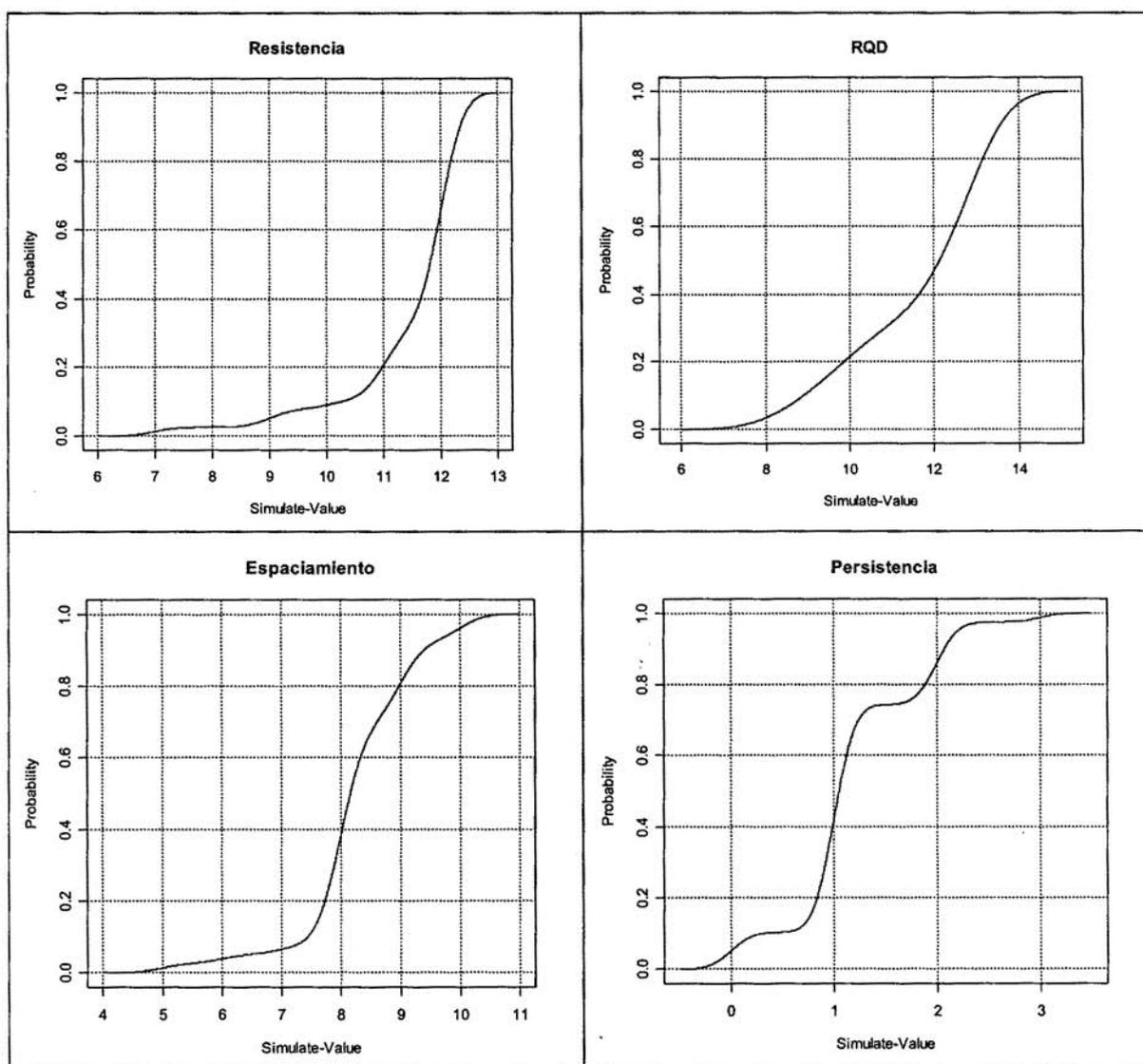
Nro	Nivel	Litología	Resistencia	RQD	Espaciamiento	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteracion	AguaSubterranea	RMR
1	NV.100	BX	10	8	8	1	5	3	2	3	15	55
2	NV.100	BX	7	8	5	1	4	3	1	3	15	47
3	NV.100	BX	8	8	6	1	3	3	0	3	10	42
4	NV.100	BX	8	3	5	1	5	3	2	4	15	46
5	NV.100	BX	12	8	8	1	5	2	2	5	15	58
6	NV.120	BX	7	3	5	1	4	3	2	3	12	40
7	NV.120	BX	10	8	8	2	4	3	1	5	15	56
8	NV.120	BX	9	10	8	1	5	1	1	5	15	55
9	NV.140	BX	8	8	6	1	5	2	2	5	12	49
10	NV.140	BX	9	8	8	1	5	4	2	5	15	57
11	NV.30	BX	10	8	9	1	4	3	3	5	10	53
12	NV.21	BX	12	10	8	1	1	3	2	5	8	50
13	NV.21	BX	4	3	5	0	4	0	0	3	15	34
14	NV.65	BX	12	8	8	2	4	3	0	3	15	55
15	NV.60	BX	9	3	5	0	5	4	2	3	10	41
16	NV.140	BX	8	8	8	1	5	5	2	5	10	52
17	NV.30	BX	10	8	8	2	5	3	0	3	15	54
18	NV.30	BX	10	9	7	1	5	3	1	5	15	56
19	NV.30	BX	9	6	8	1	5	4	2	3	10	48
20	NV.30	BX	10	8	5	1	5	3	0	3	15	50
21	NV.65	BX	7	8	8	1	5	3	1	5	15	53
22	NV.80	BX	10	10	8	1	5	3	2	5	15	59

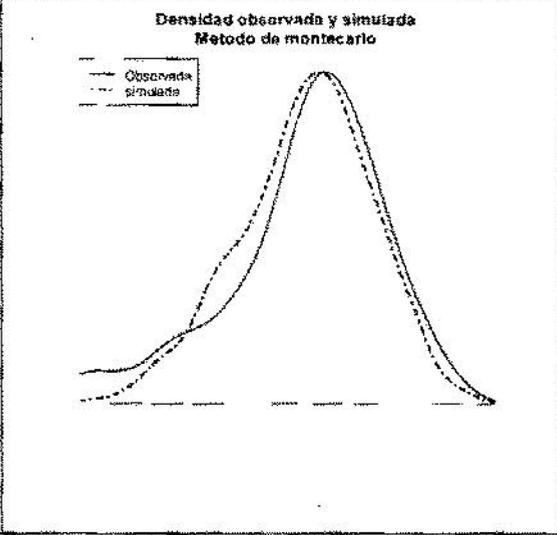
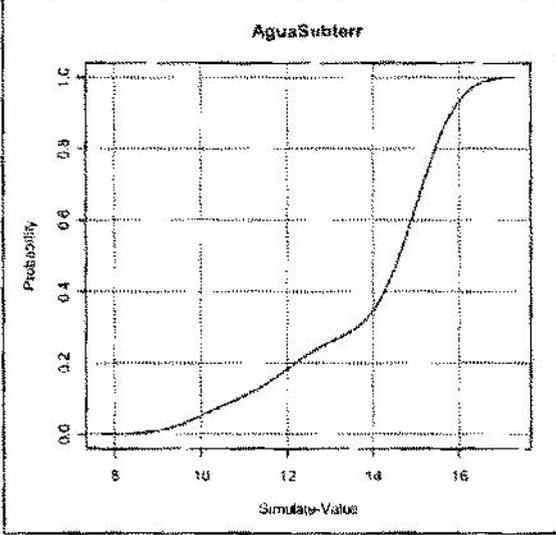
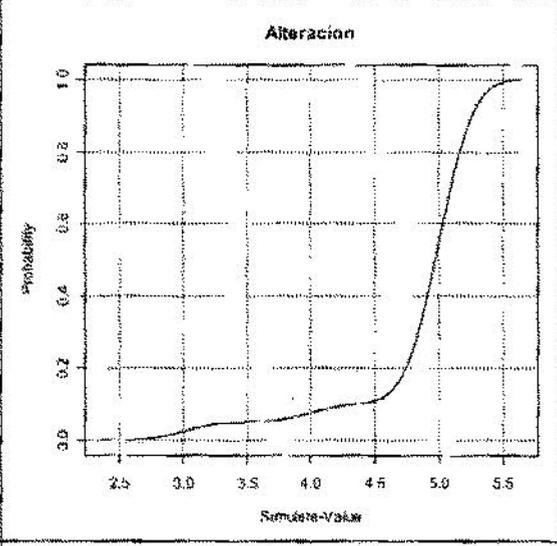
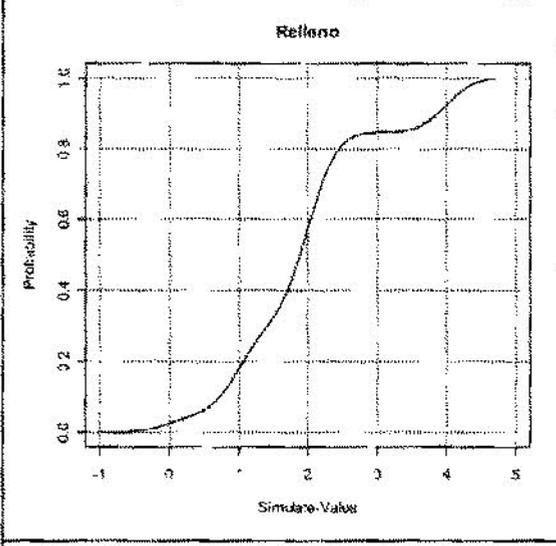
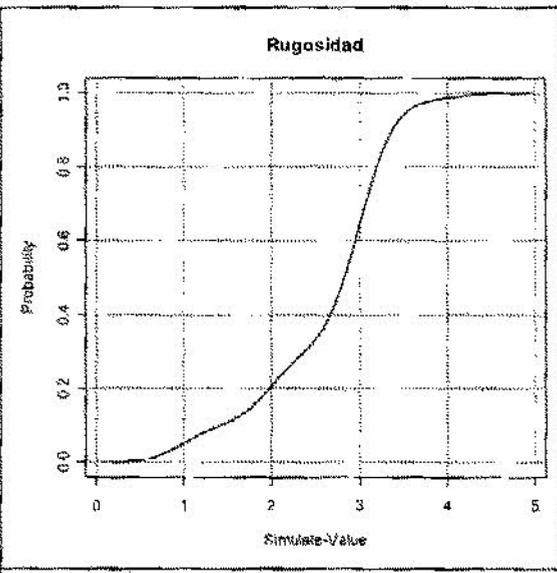
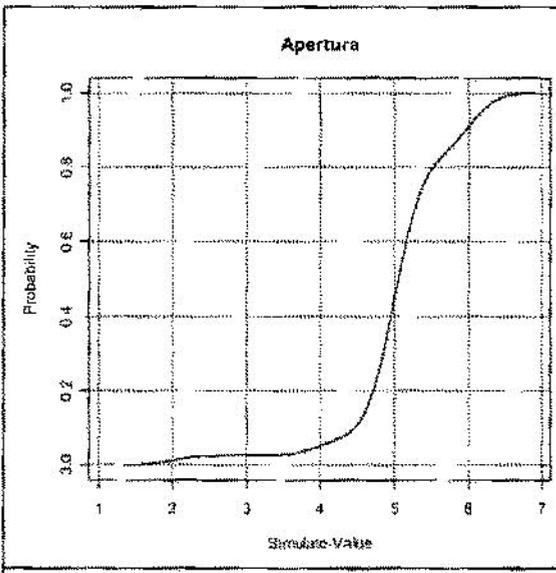
APÉNDICE B

***DISTRIBUCIONES ACUMULATIVAS PARA
GENERACIÓN DE VALORES ALEATORIOS
UTILIZANDO LA SIMULACIÓN DE
MONTECARLO***

Distribuciones acumulativas para la generación de valores aleatorios por el método de MonteCarlo

Cada variable medida, es decir cada característica de las clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (1989), tiene una distribución diferente. La generación de valores por Montecarlo se realiza para cada variable. Se entiende que las funciones de distribución de probabilidades es independiente para cada medida. La valoración de la masa rocosa (RMR) se obtiene como la suma de la respuesta obtenida para cada observación.





APÉNDICE C

*PROGRAMA EN LENGUAJE “R” PARA LA
SIMULACIÓN MONTECARLO*

Ejemplo de la corrida para Lava Andesítica

```
# lectura de los datos de excel.
library(RODBC)
library(agricolae)
canal <- odbcConnectExcel("Data DCordova - Tesis otros.xls")
brecha<-sqlFetch(canal,"brecha")
lava<- sqlFetch(canal,"lava")
porfido <- sqlFetch(canal,"porfido")
tufo <- sqlFetch(canal,"tufo")
odbcCloseAll()
# lava
summary(lava[,13])

# preparacion de la simulacion
# poblacion
tabla <-
data.frame(n=0,minimo=0,maximo=0,media=0,std=0,error=0,margen=0)
for(n in c(10,50,100,500,1000,5000)) {
P<-rep(0,11*n)
dim(P)<-c(n,11)
colnames(P)<-names(lava[,c(1,4:13)])
# Aplicación de la simulacion de montecarlo a las 10 variables
for (v in 2:10) {
nombre <- colnames(P)[v]
P[,v] <- montecarlo(lava[, (v+2)],k=n,main=nombre) [,3]
}
# completar la tabla de datos
P[,1]<-1:n
P[,11]<-P[,2]+P[,3]+P[,4]+P[,5]+P[,6]+P[,7]+P[,8]+P[,9]+P[,10]

# Estadísticas de la muestra y la poblacion
minimo <- min(P[,11])
maximo <- max(P[,11])
media <-mean(P[,11])
std <- sd(P[,11])
error <- std/sqrt(n) # Error estandar
margen <- abs(mean(lava[,13])-mean(P[,11]))*100/ mean(P[,11]) #
Margen de error
registro <- data.frame(n,minimo,maximo,media,std,error,margen)
tabla <- rbind(tabla,registro)
}
round(tabla,2)

# grafico de las distribuciones
plot(density(lava[,13]), ylab="",xlab="RMR",axes=F,main=paste("Roca
lava: Densidad observada y simulada RMR\nMetodo de montecarlo n =
",n),xlim=c(40,80))
par(new=TRUE)
plot(density(P[,11]), ylab="",xlab="",axes=F,col="blue",
main="",lty=4, lwd=2, xlim=c(40,80))
legend("topleft",c("Observada","simulada"), col=c("black","blue"),
lty=c(1,4),lwd=2)
axis(1,seq(40,80,10))
p1 = as.numeric(quantile(P[,11], (1 - 0.01 * 95)/2, type = 6))
p2 = as.numeric(quantile(P[,11], (1 + 0.01 * 95)/2, type = 6))

p1
p2
nm <- nrow(lava)
mean(lava[,13]) - 1.96* sd( P[,11] )/sqrt(nm)
mean(lava[,13]) + 1.96* sd( P[,11] )/sqrt(nm)
```

```
lic <- mean(lava[,13]) - p1* sd( P[,11] )/sqrt(n)
lsc <- mean(lava[,13]) + p2* sd( P[,11] )/sqrt(n)

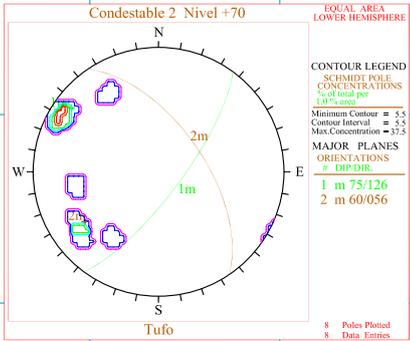
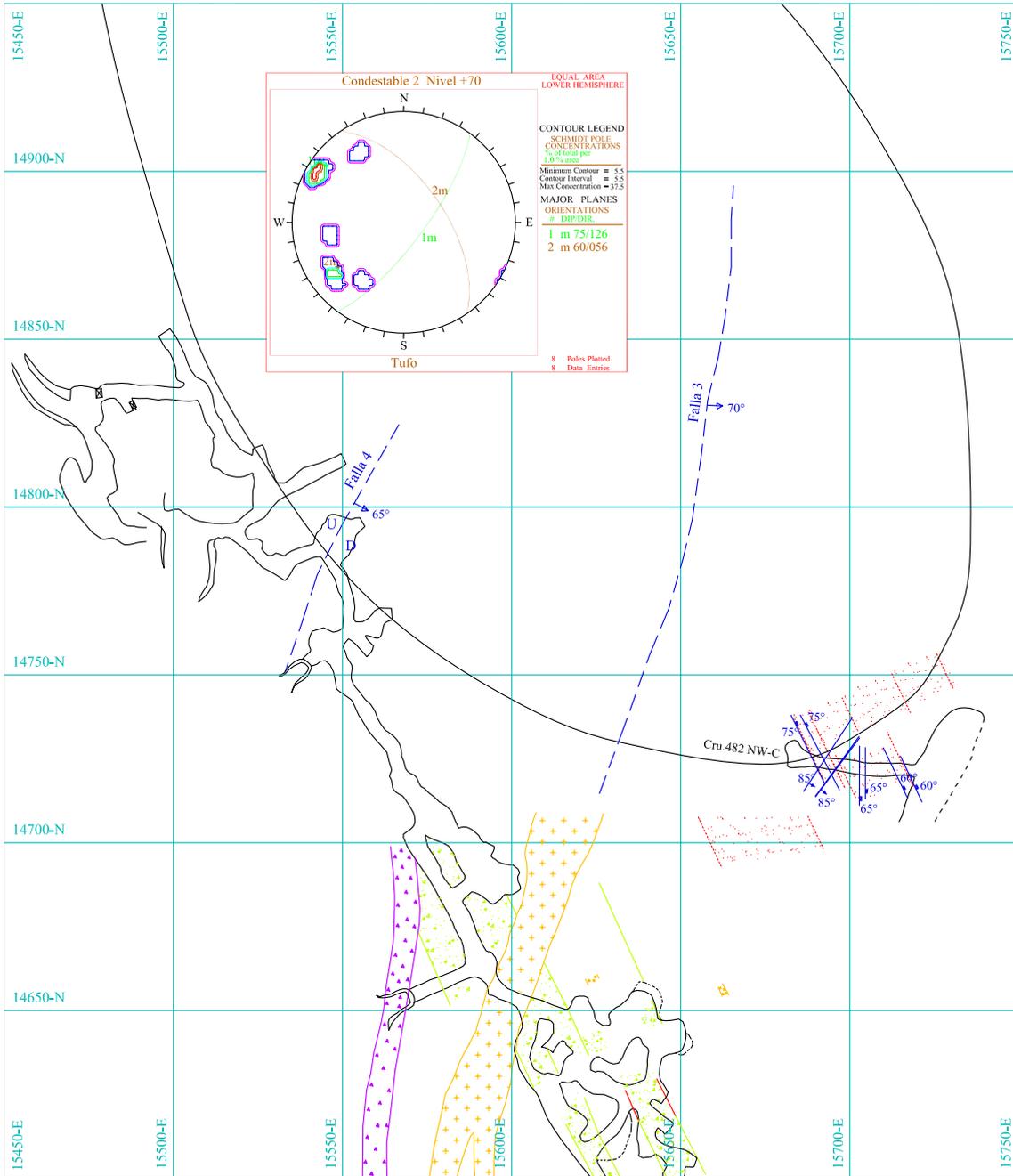
100-sum((lava[,13] < p1) | (lava[,13] > p2))*100/nm

#boxplot( P[,11], RMR[,13],names=c("montecarlo","Observado"))
```

Nota:

Los datos de entrada son importados desde el EXCEL (ver Apéndice A).
Igualmente es la corrida para los otros tipos de rocas.

APÉNDICE 9: LÁMINAS



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica
- Diaclasa



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL +70

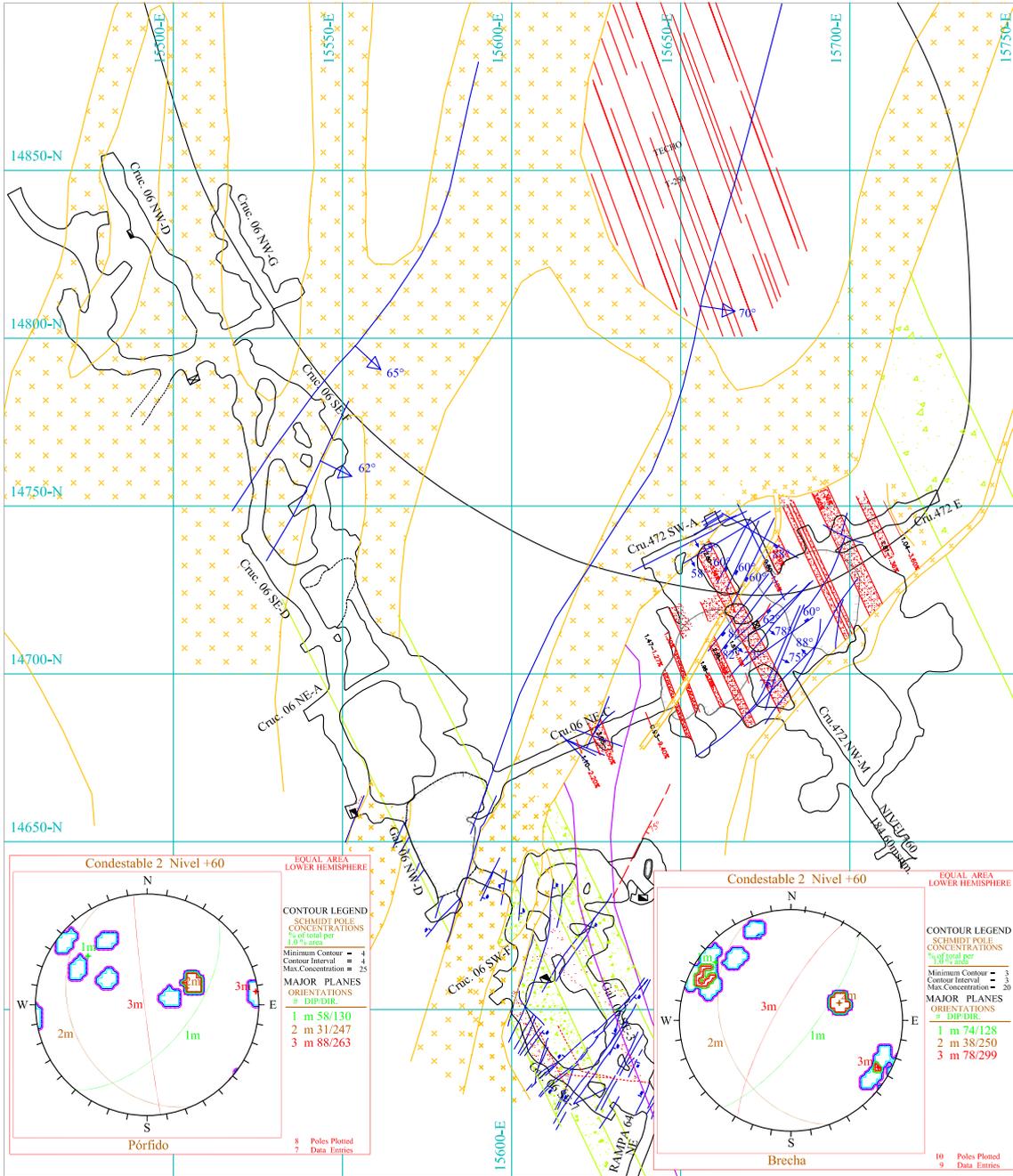
ESCALA: 1/2000

FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2

NIVEL : +70

Lámina: 1



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica
- Diaclasa



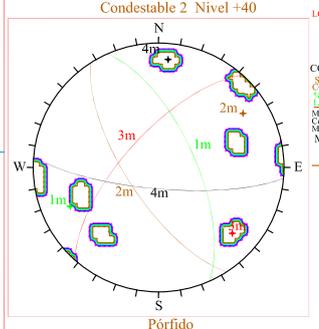
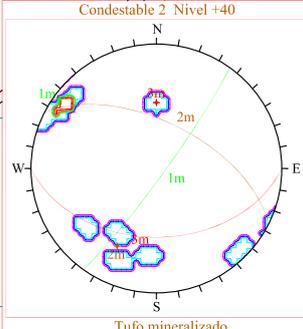
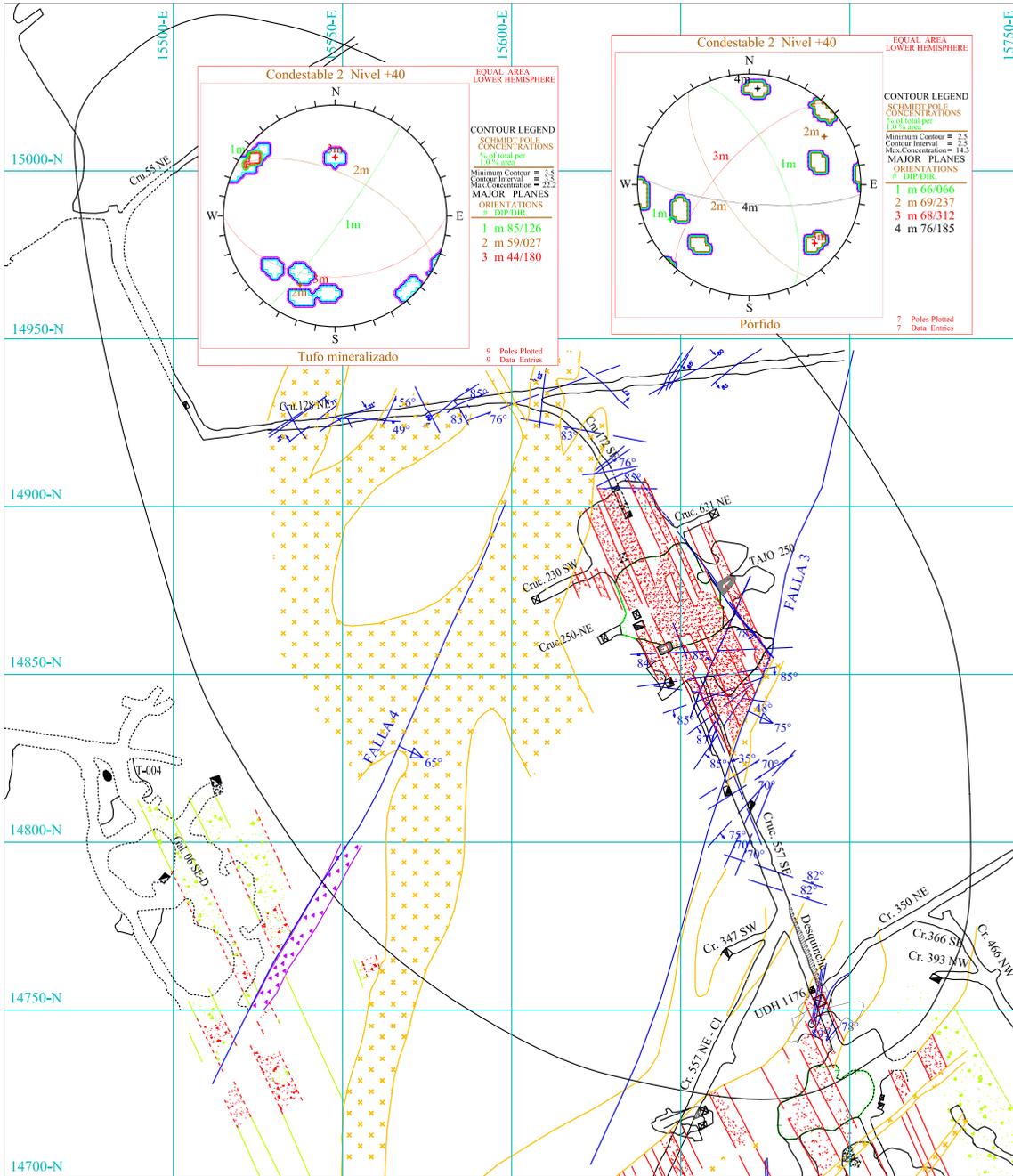
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL +60

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
NIVEL : +60
Lámina: 2



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Diaclasa
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

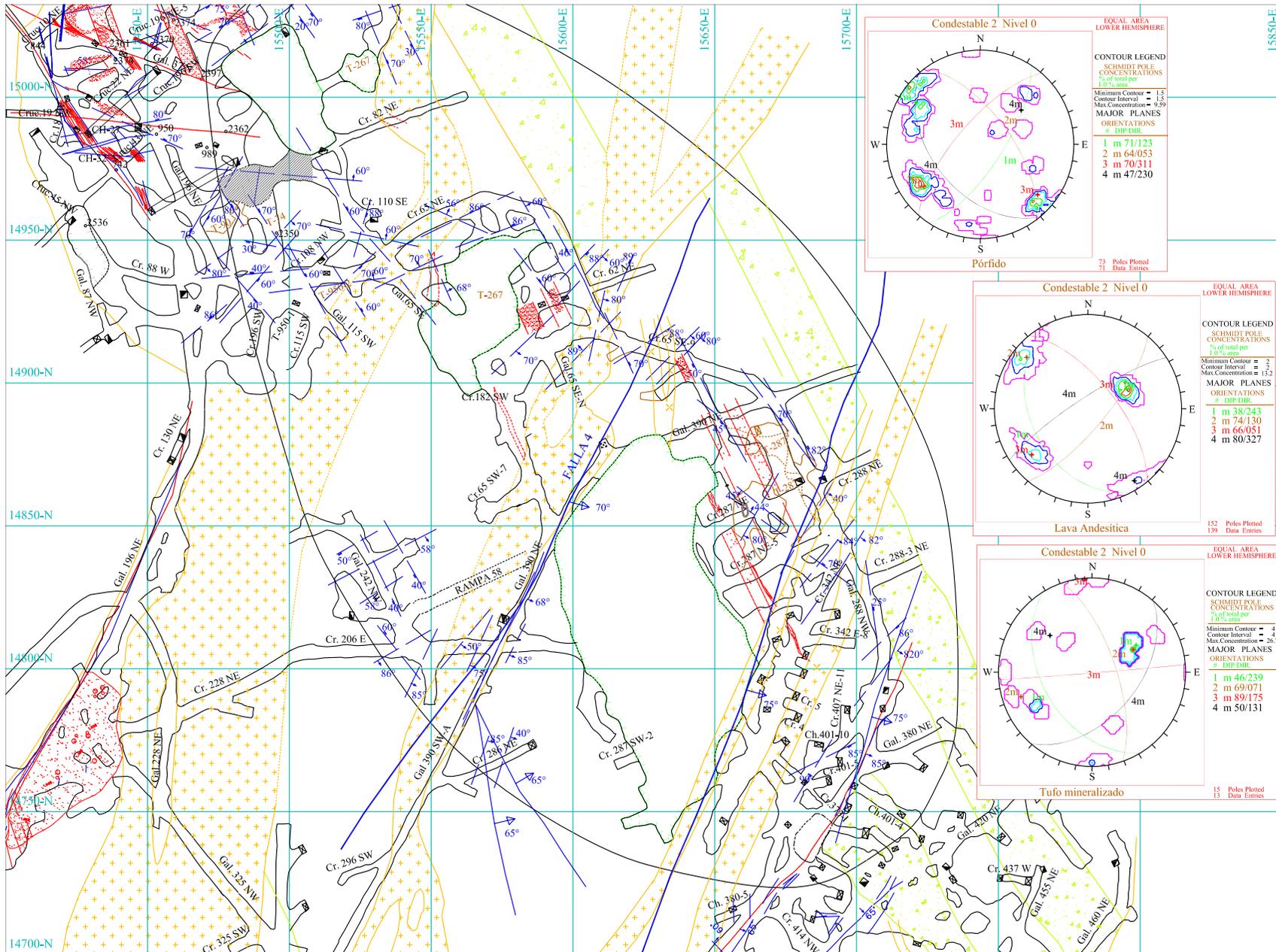
CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL +40

CONDESTABLE 2
NIVEL : +40

TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

ESCALA: 1/2000
FECHA: AGO. 07

Lámina: 3



LEYENDA

- | | | | |
|---------|--------------------|-------|-----------------|
| Pórfido | Dique dolerítico | Veta | Lava Andesítica |
| Brecha | Manto mineralizado | Falla | Diaclasa |



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica

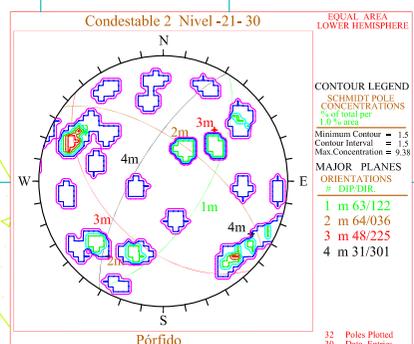
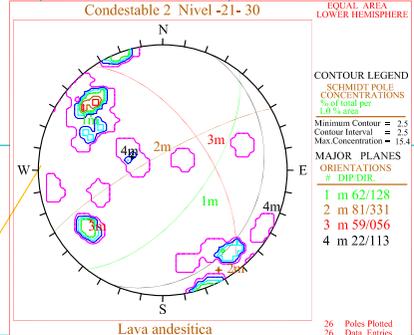
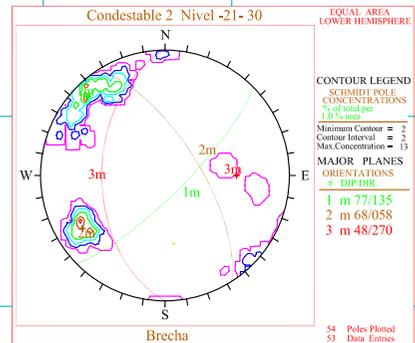
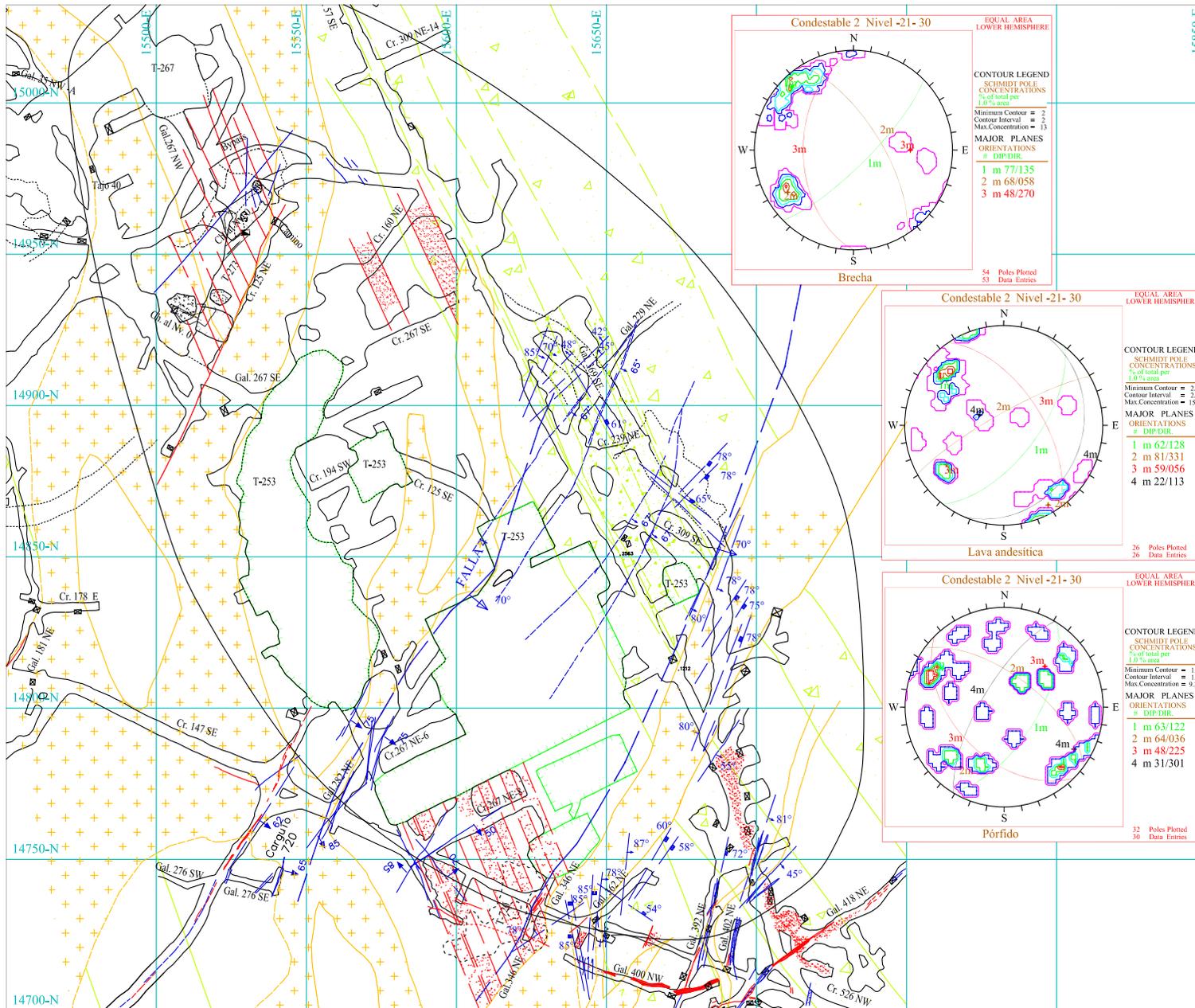
CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
 NIVEL +0

CONDESTABLE 2
 NIVEL :+0

TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

Lámina: 4



LEYENDA

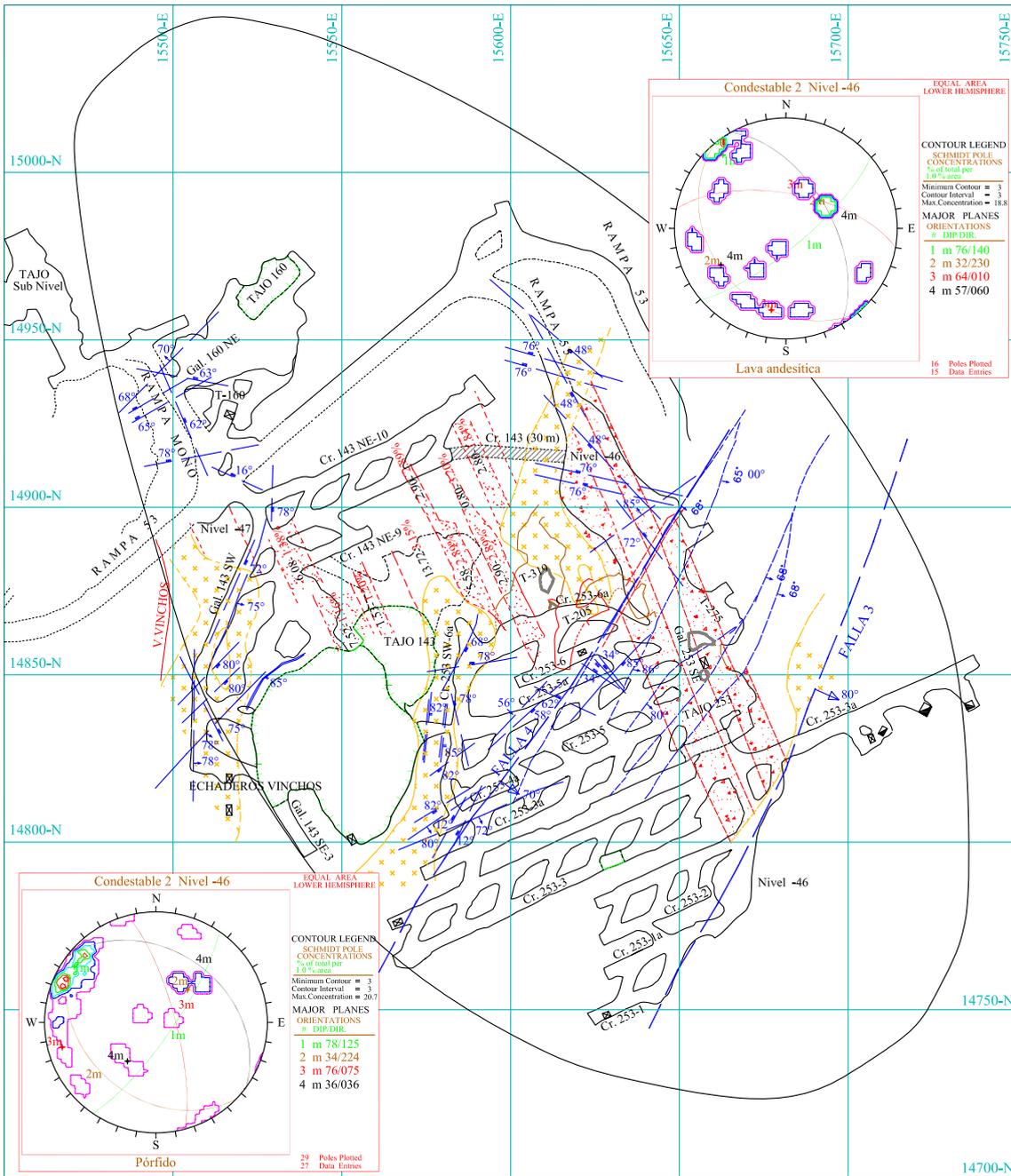
- Pórfido
- Dique dolerítico
- Veta
- Lava andesítica
- Brecha
- Manto mineralizado
- 155° Falla
- 55° Diáclasa



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL -30
ESCALA: 1/2000
FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
NIVEL -30
Lámina: 5



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Diqe dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica
- Dlacasa



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL

NIVEL - 46

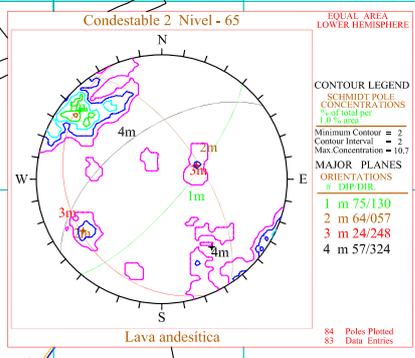
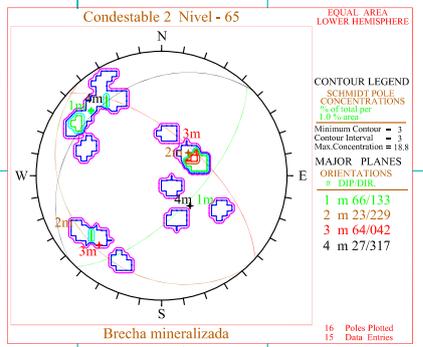
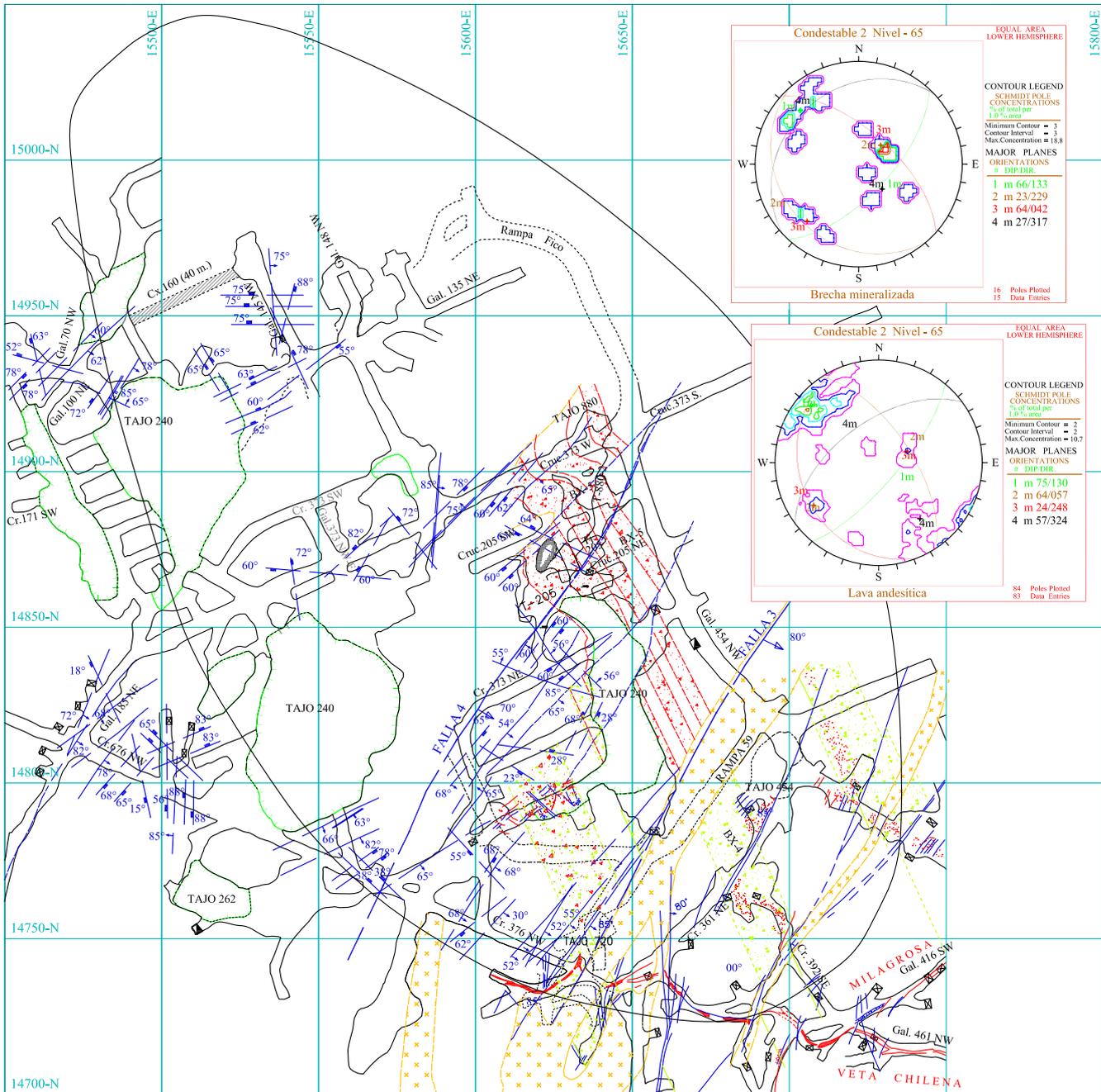
ESCALA: 1/2000

FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2

NIVEL : +46

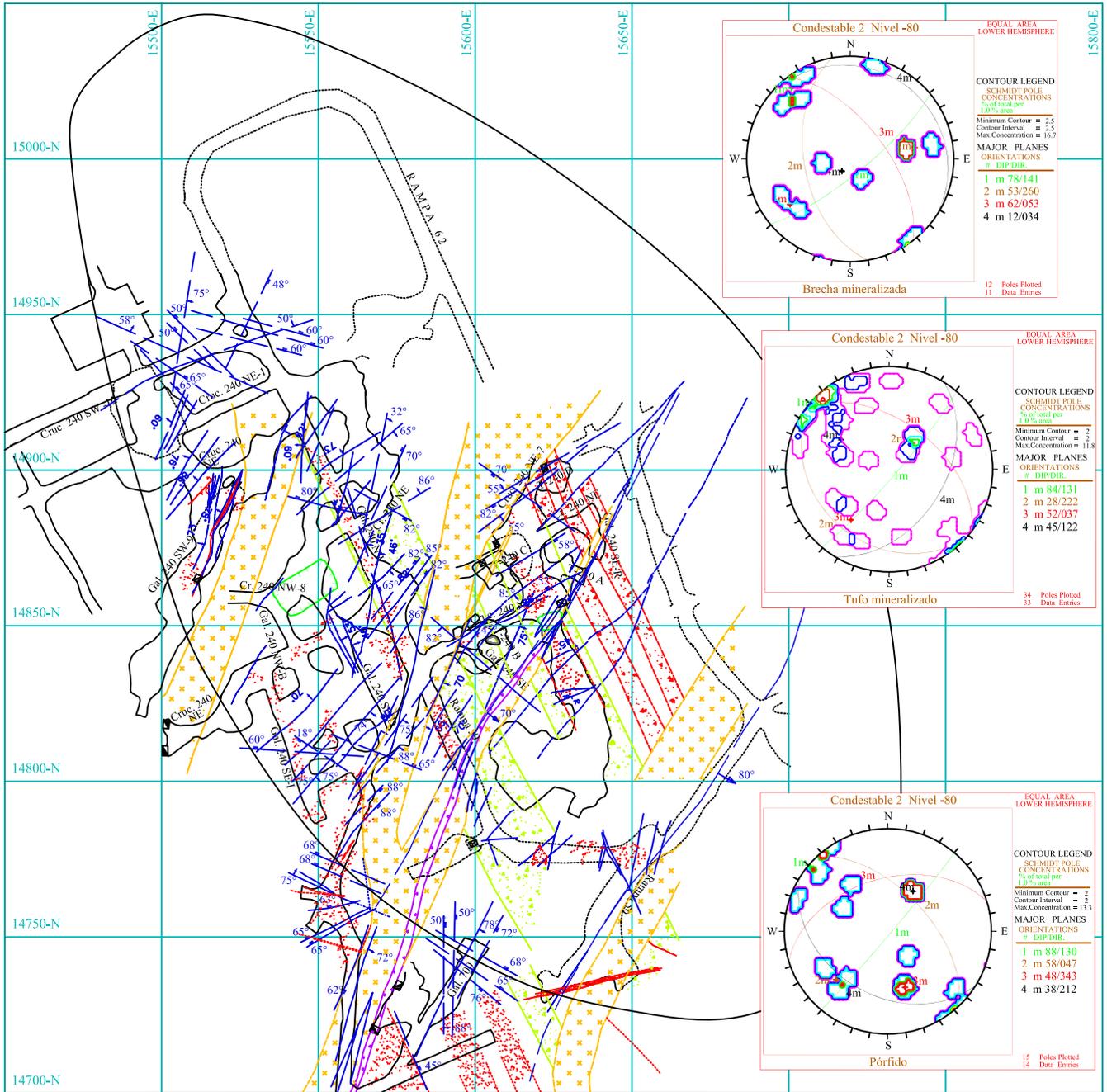
Lámina: 6



LEYENDA

- | | |
|--|--|
| | |
| | |
| | |
| | |

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica TESIS DE MAESTRÍA	CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.	CONDESTABLE 2
	PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL	NIVEL - 65
	ING. NÉSTOR DAVID CORDOVA ROJAS	ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica
- Diaclasa

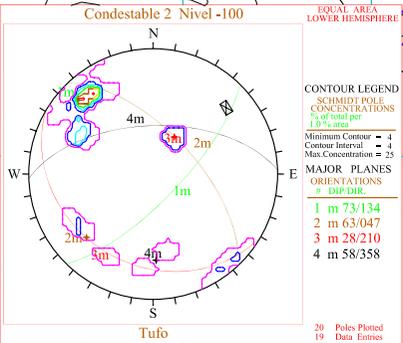
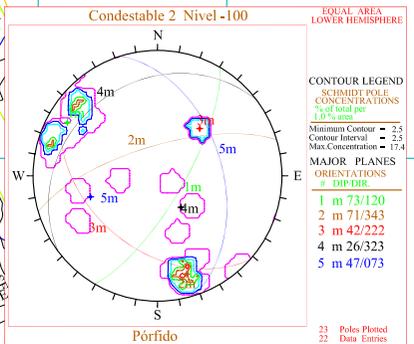
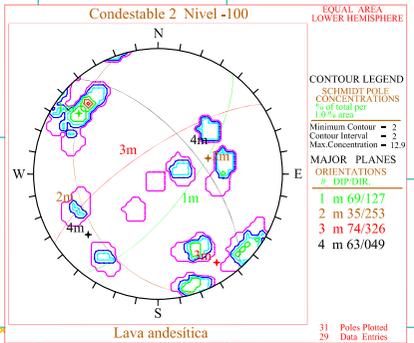
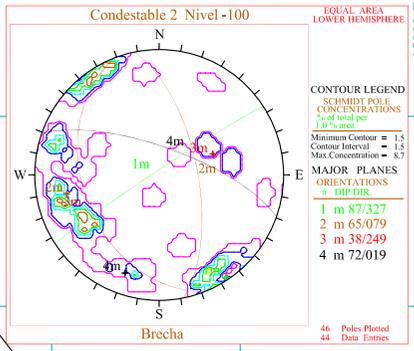
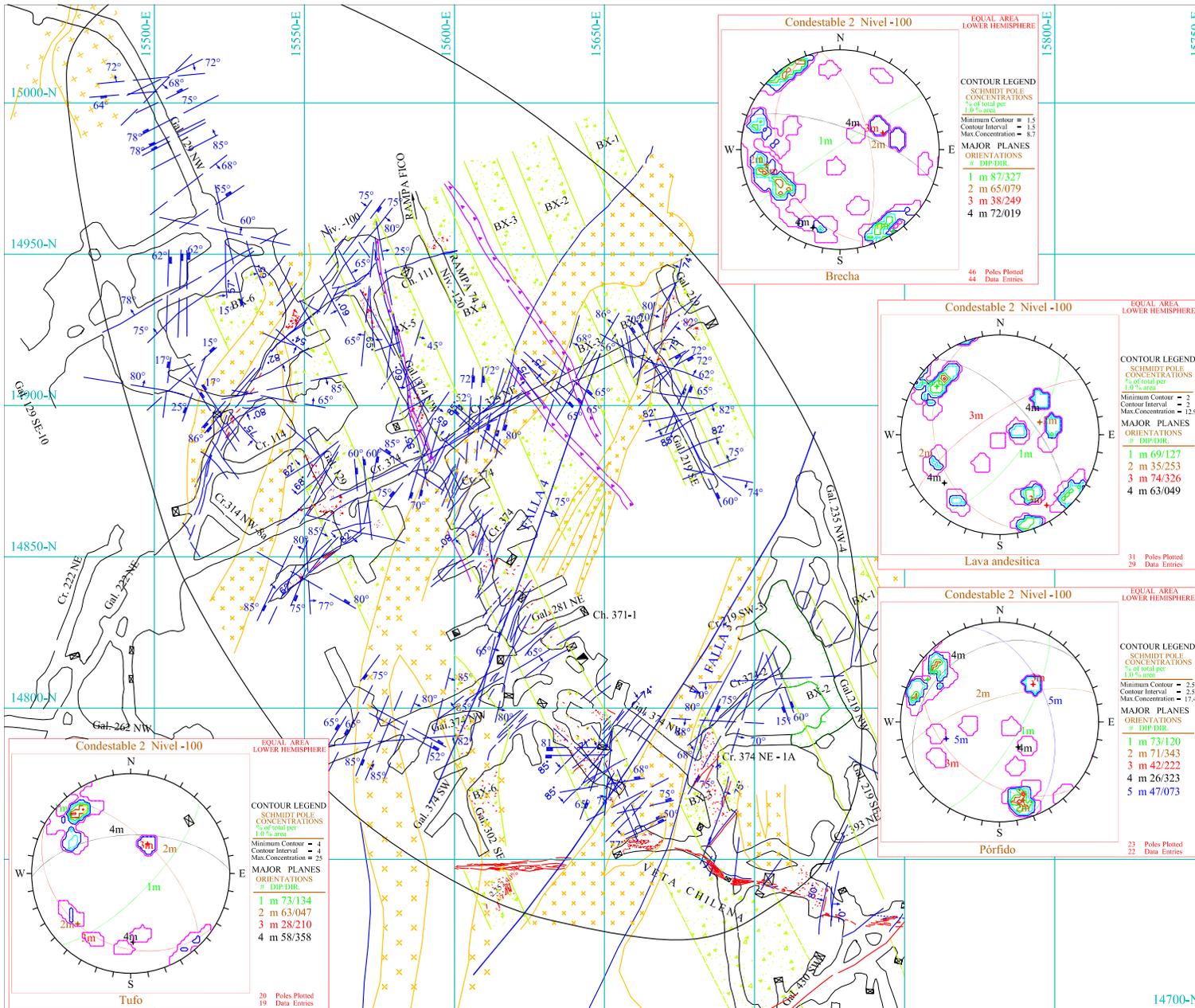


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL - 80

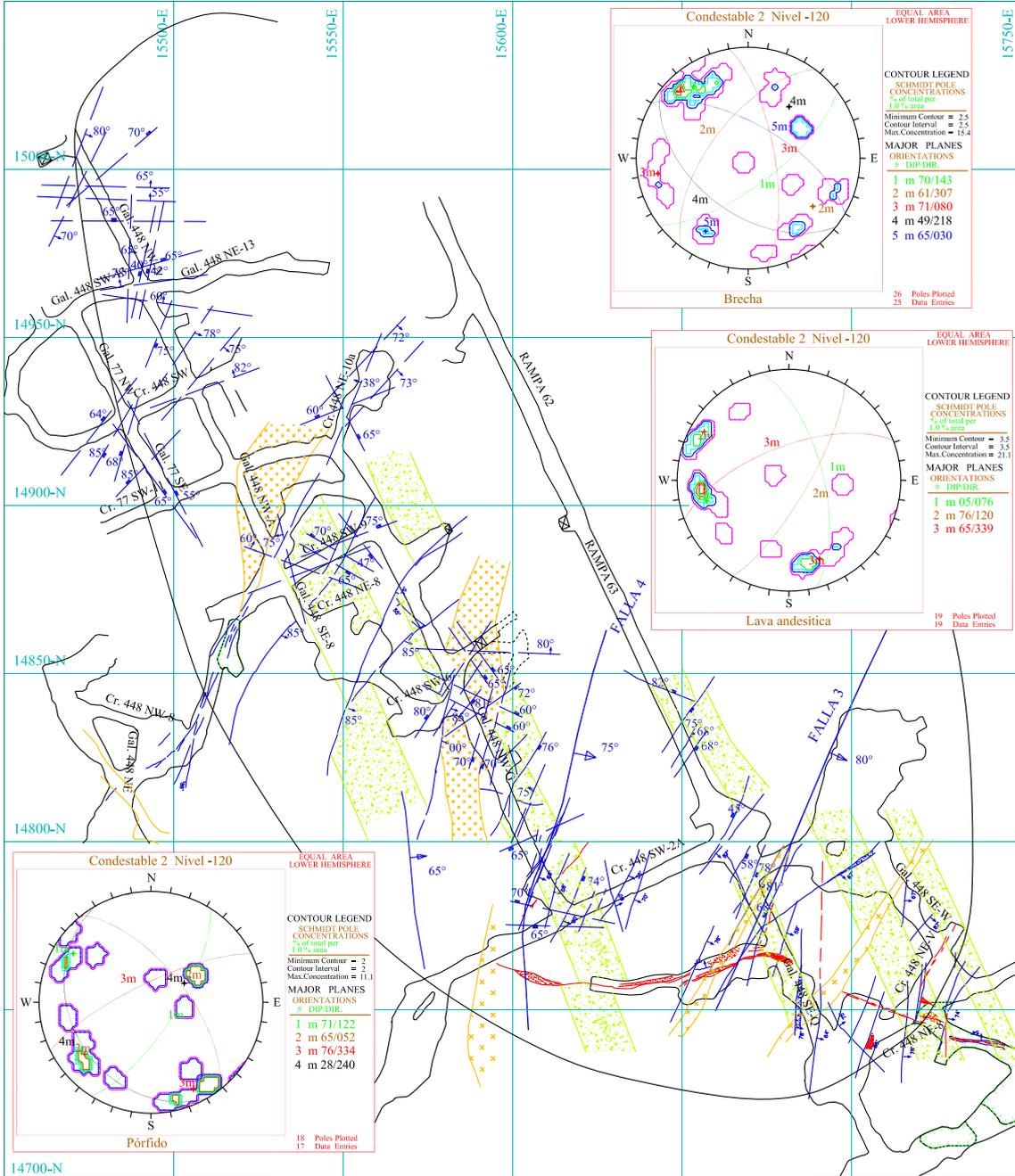
ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
NIVEL : - 80
Lámina: 8



LEYENDA

- Pórfido
- Brecha
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Veta
- Falla
- Lava andesítica
- Diáclasa



LEYENDA

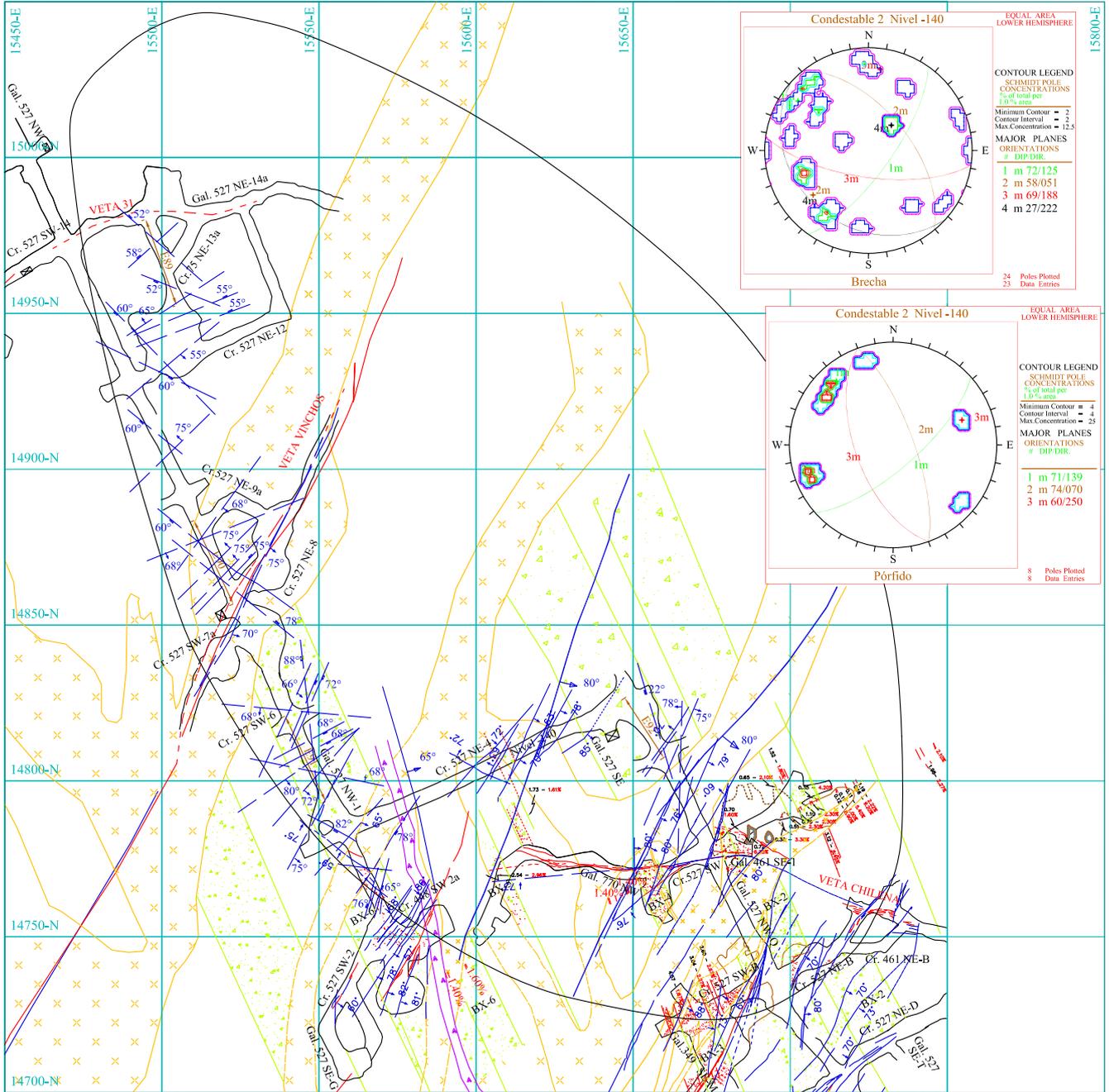
- Pórfido
- Brecha
- Veta
- Falla
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Lava andesítica
- Diaclasa



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
NIVEL -120
ESCALA: 1/2000
FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
NIVEL : -120
Lámina: 10



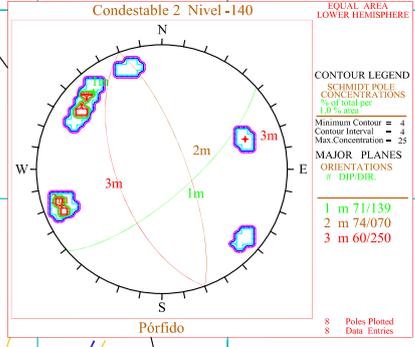
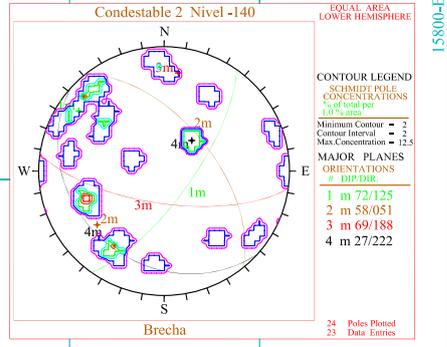
LEYENDA

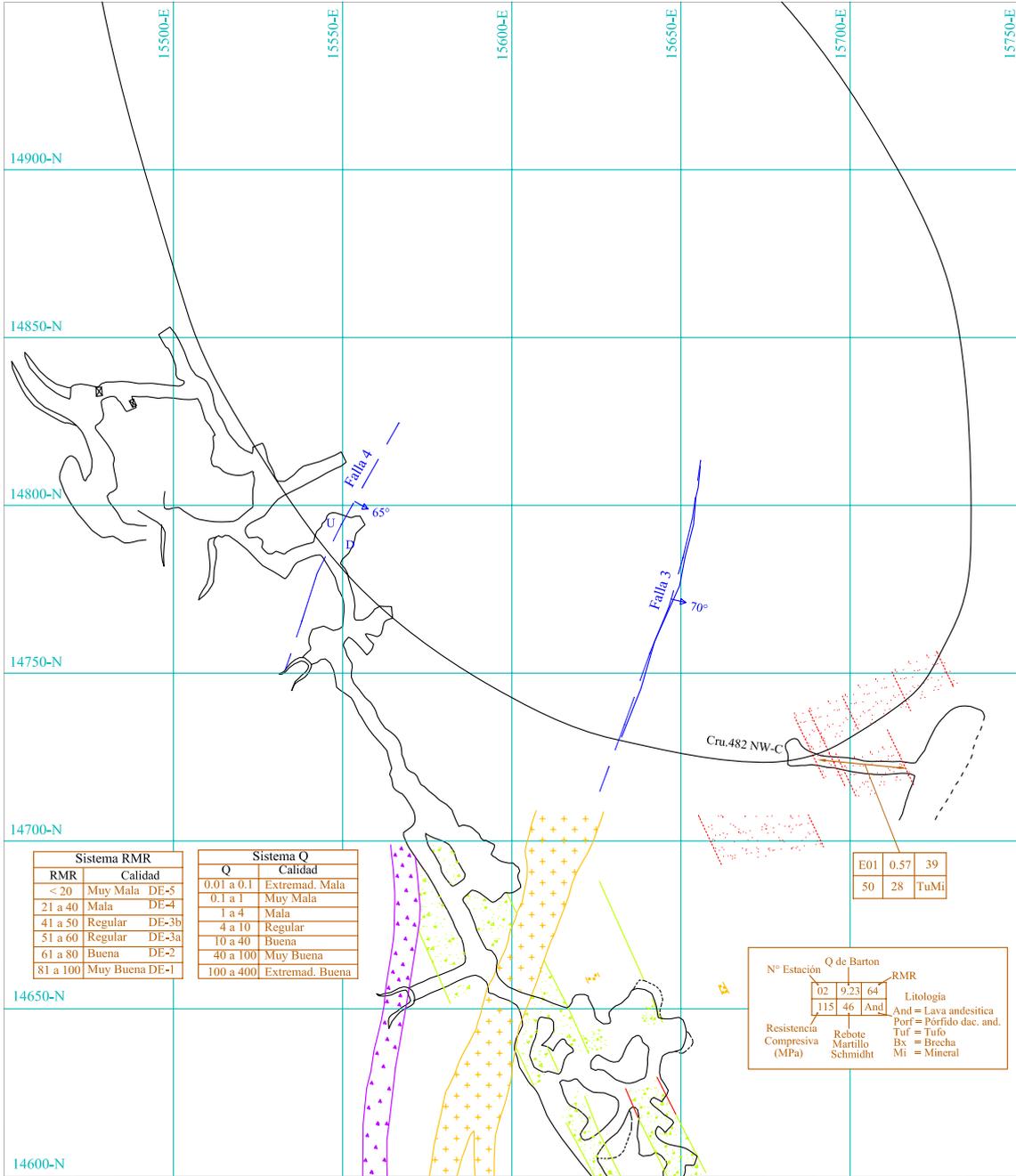
- Pórfido
- Dique dolerítico
- Veta
- Lava andesítica
- Brecha
- Manto mineralizado
- Falla
- Diaclasa

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL
 NIVEL -140
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -140
 Lámina: 11





Sistema RMR		
RMR	Calidad	DE
< 20	Muy Mala	DE-5
21 a 40	Mala	DE-4
41 a 50	Regular	DE-3b
51 a 60	Regular	DE-3a
61 a 80	Buena	DE-2
81 a 100	Muy Buena	DE-1

Sistema Q		
Q	Calidad	
0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
0.1 a 1	Muy Mala	
1 a 4	Mala	
4 a 10	Regular	
10 a 40	Buena	
40 a 100	Muy Buena	
100 a 400	Extremad. Buena	

E01	0.57	39
50	28	TuMi

Nº Estación	Q de Barton	RMR	Litología
02	9.23	64	And = Lava andesítica
115	46	And	Porf = Porfido dac. and.
			Tuf = Tulo
			Bx = Brecha
			Mi = Mineral

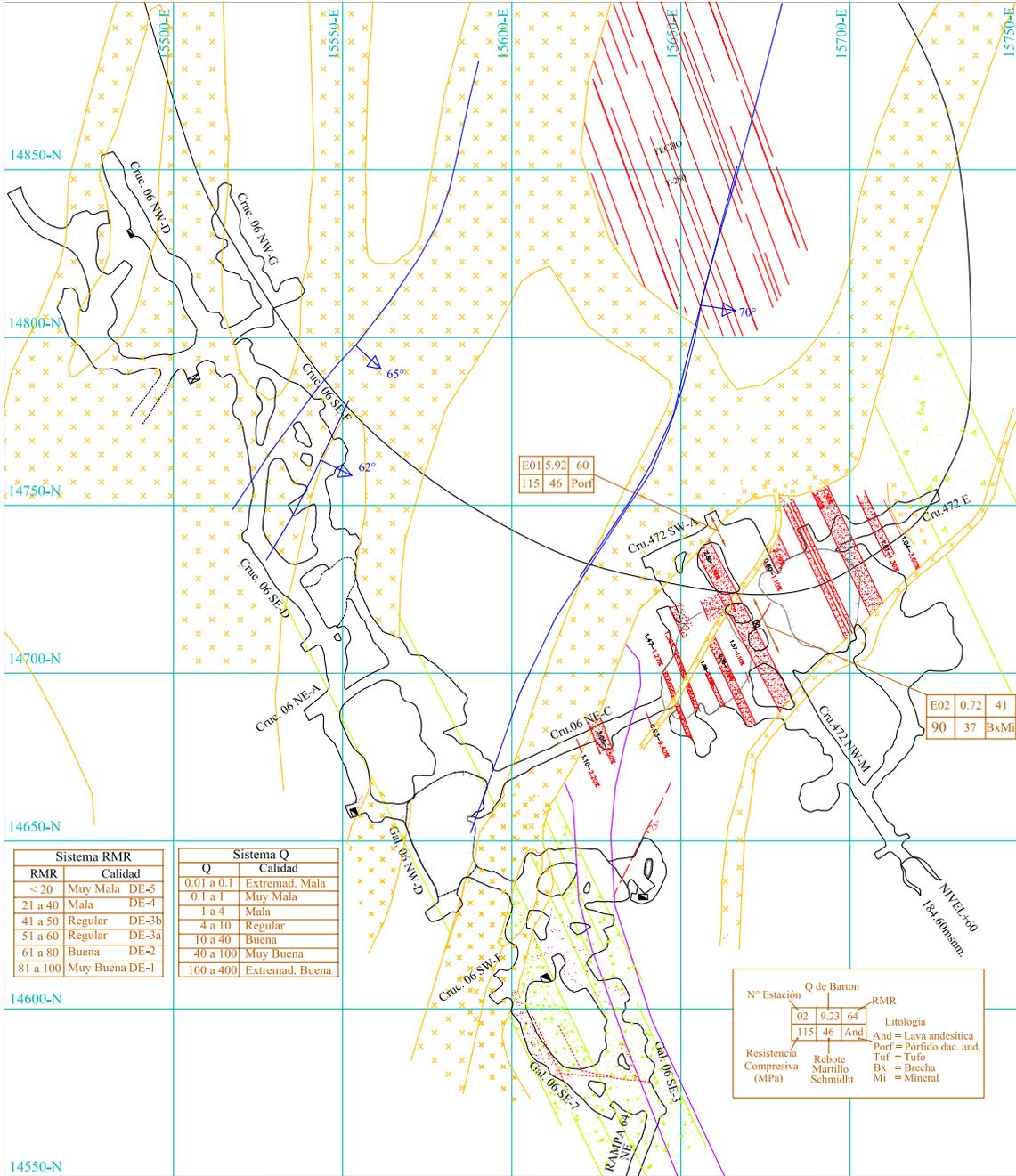
LEYENDA

- Lava andesítica
- Brecha
- Pórfido
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL +70
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +70
Lámina: 12



Sistema RMR		
RMR	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5
21 a 40	Mala	DE-4
41 a 50	Regular	DE-3b
51 a 60	Regular	DE-3a
61 a 80	Buena	DE-2
81 a 100	Muy Buena	DE-1

Sistema Q		
Q	Calidad	
0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
0.1 a 1	Muy Mala	
1 a 4	Mala	
4 a 10	Regular	
10 a 40	Buena	
40 a 100	Muy Buena	
100 a 400	Extremad. Buena	

N° Estación	Q de Barton			RMR	Litología
	02	9.23	64		
115	46	And			And = Lava andesítica
					Porf = Pórfido dac. and.
					Tuf = Tufo
					Bx = Brecha
					Mi = Mineral

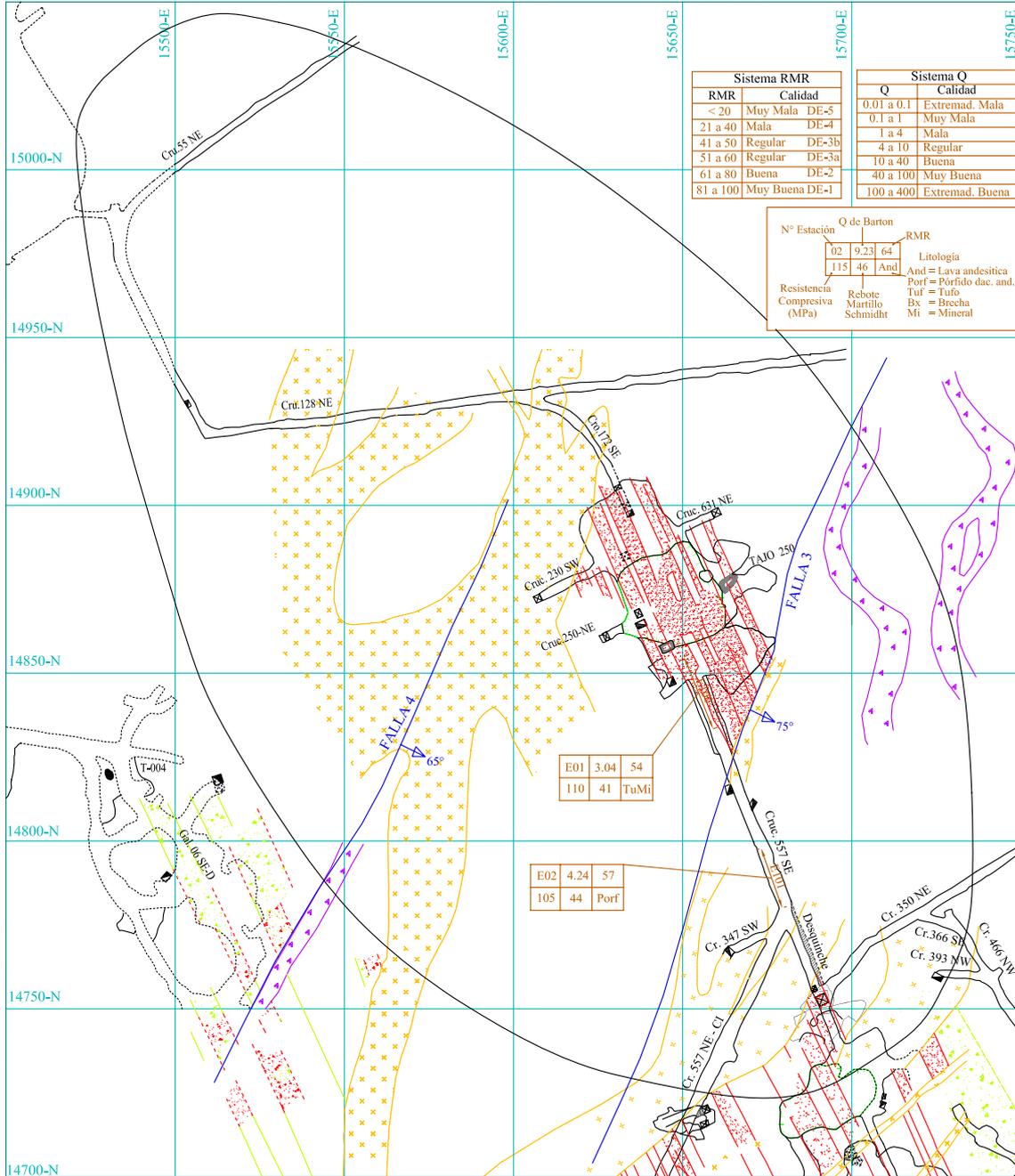
LEYENDA

	Lava andesítica		Brecha
	Pórfido		Dique dolerítico
	Manto mineralizado		Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECÁNICO
 NIVEL +60
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +60
 Lámina: 13



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad	DE	Q	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

Nº Estación	Q de Barton	RMR	Litología
02	9,23	64	And
115	46		And

And = Lava andesítica
 Porf = Pórfido dac. and.
 Tuf = Tufo
 Bx = Brecha
 Mi = Mineral

E01	3,04	54
110	41	TuMi

E02	4,24	57
105	44	Porf

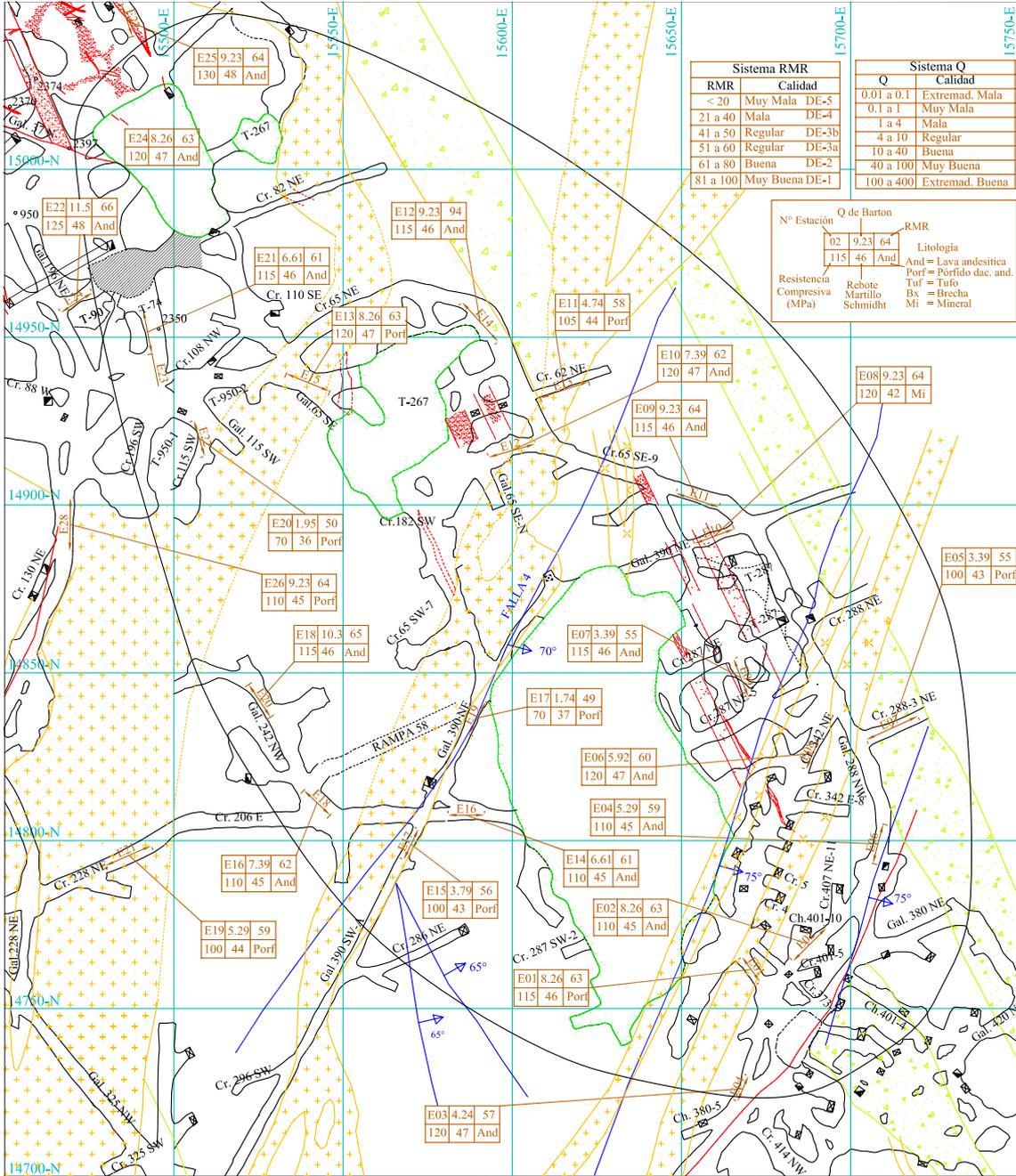
LEYENDA

- Lava andesítica
- Brecha
- Pórfido
- Diique dolerítico
- Manto mineralizado
- Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECÁNICO
 NIVEL +40
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +40
 Lámina: 14



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad		Q	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

N° Estación	Q de Barton	RMR	
02	9.23	64	Litología
115	46	And	And = Lava andesítica
			Porf = Pórfido dac. and.
			Tuf = Tufo
			Bx = Brecha
			Mi = Mineral

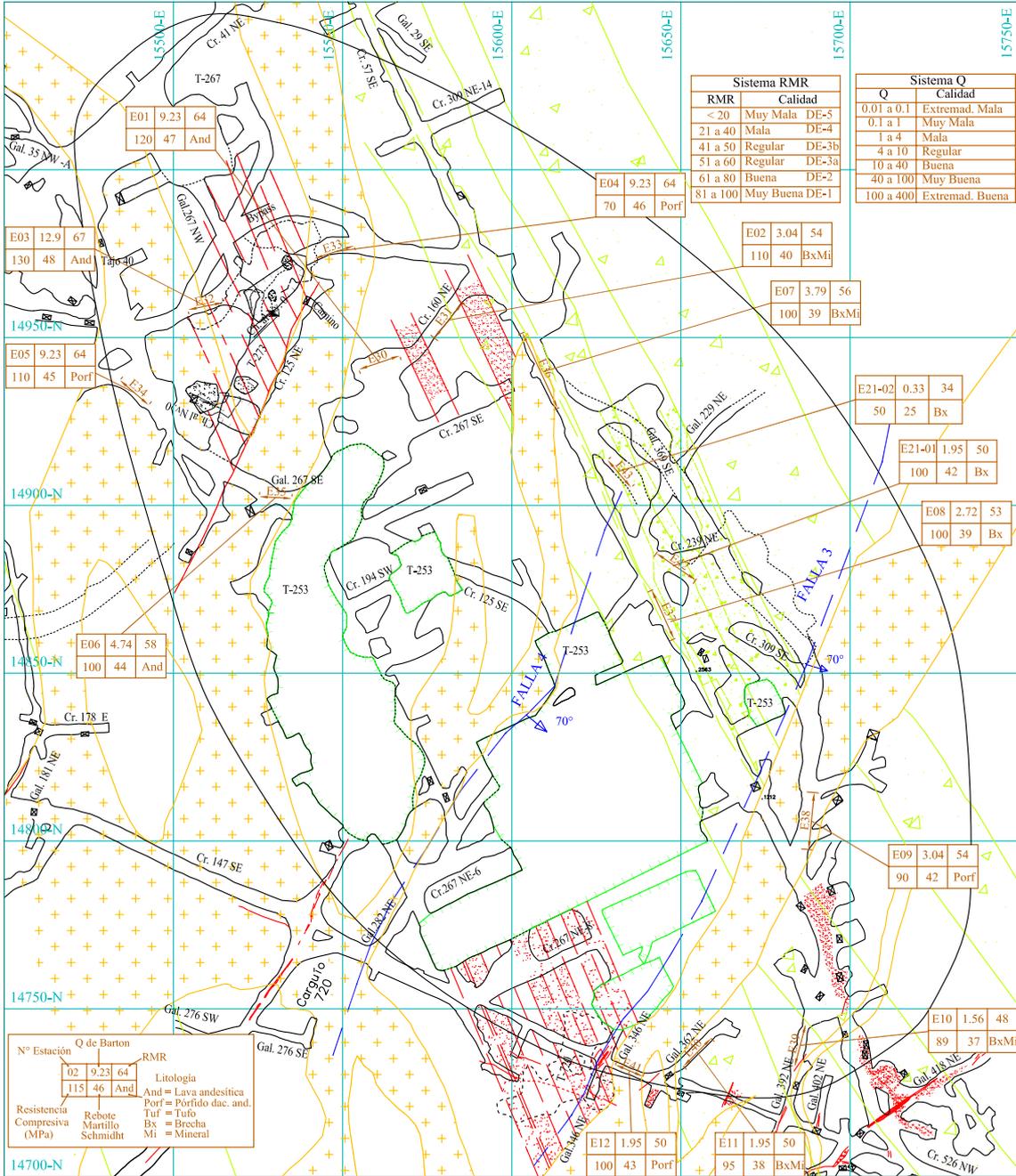
LEYENDA

- Lava Andesítica
- Brecha
- Pórfido
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECÁNICO
 NIVEL + 0
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : + 0
 Lámina: 15



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad		Q	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

E01	9.23	64
120	47	And

E04	9.23	64
70	46	Porf

E02	3.04	54
110	40	BxMi

E07	3.79	56
100	39	BxMi

E03	12.9	67
130	48	And

E05	9.23	64
110	45	Porf

E21-02	0.33	34
50	25	Bx

E21-01	1.95	50
100	42	Bx

E06	4.74	58
100	44	And

E08	2.72	53
100	39	Bx

N° Estación	Q de Barton	RMR	Litología
02	9.23	64	And = Lava andesítica
115	46	And	Porf = Porfido dac. and.

Resistencia Compresiva (MPa)

Rebote Martillo Schmidt

Tuf = Tufo
Bx = Brecha
Mi = Mineral

E12	1.95	50
100	43	Porf

E11	1.95	50
95	38	BxMi

E10	1.56	48
89	37	BxMi

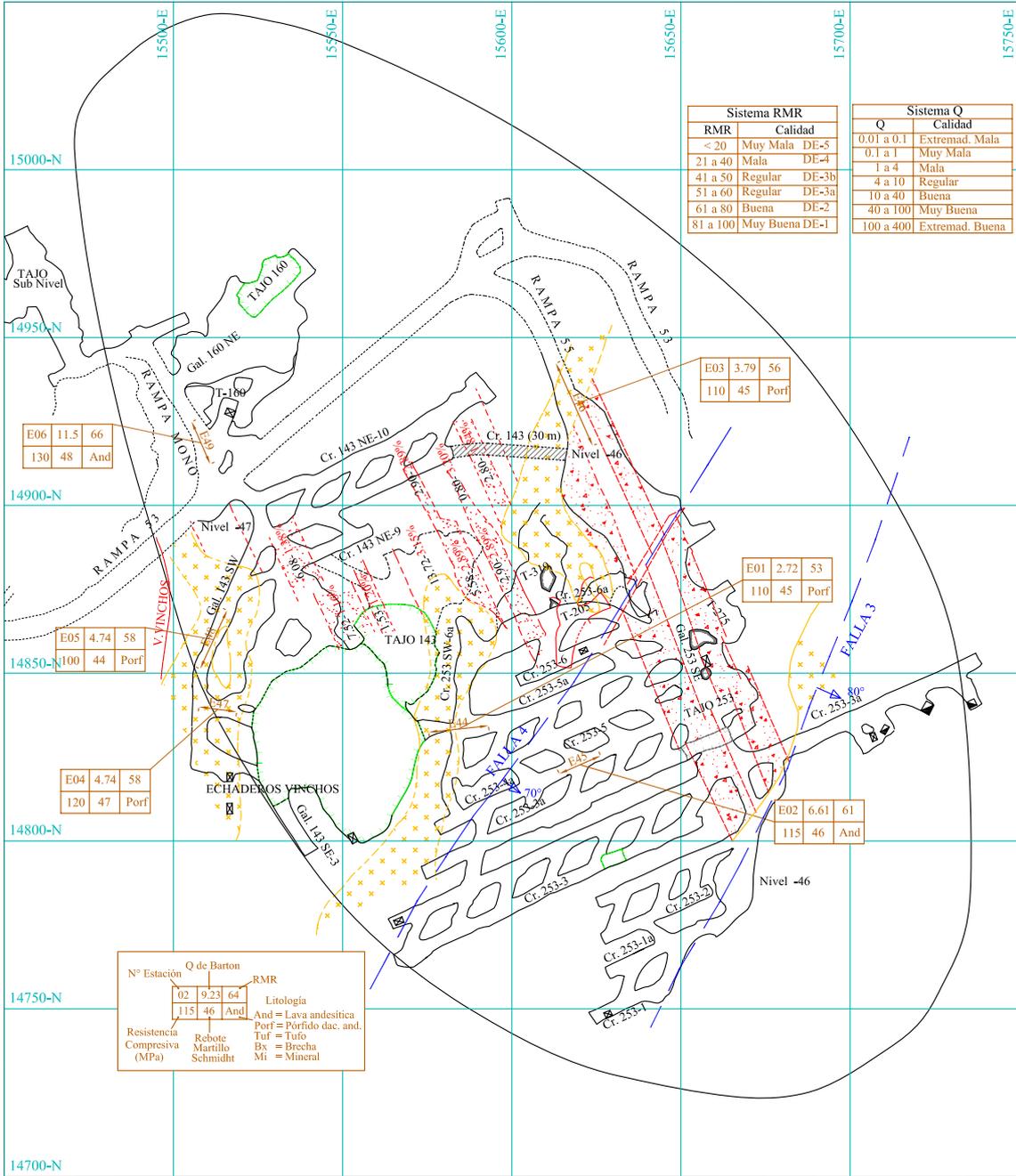
LEYENDA

- Lava andesítica
- Pórfido
- Manto mineralizado
- Brecha
- Diqe dolerítico
- Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL -30
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -30
 Lámina: 16



Sistema RMR		
RMR	Calidad	DE
< 20	Muy Mala	DE-5
21 a 40	Mala	DE-4
41 a 50	Regular	DE-3b
51 a 60	Regular	DE-3a
61 a 80	Buena	DE-2
81 a 100	Muy Buena	DE-1

Sistema Q		
Q	Calidad	
0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
0.1 a 1	Muy Mala	
1 a 4	Mala	
4 a 10	Regular	
10 a 40	Buena	
40 a 100	Muy Buena	
100 a 400	Extremad. Buena	

Nº Estación	Q de Barton	RMR	Litología
02	9.23	64	And = Lava andesítica Porf = Pórfido dac. and.
115	46	And	
Resistencia Compresiva (MPa)		Rebote Martillo Schmidt	Porf = Pórfido Dx = Brecha Mi = Mineral

LEYENDA

	Lava andesítica		Brecha
	Pórfido		Dique dolerítico
	Manto mineralizado		Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.

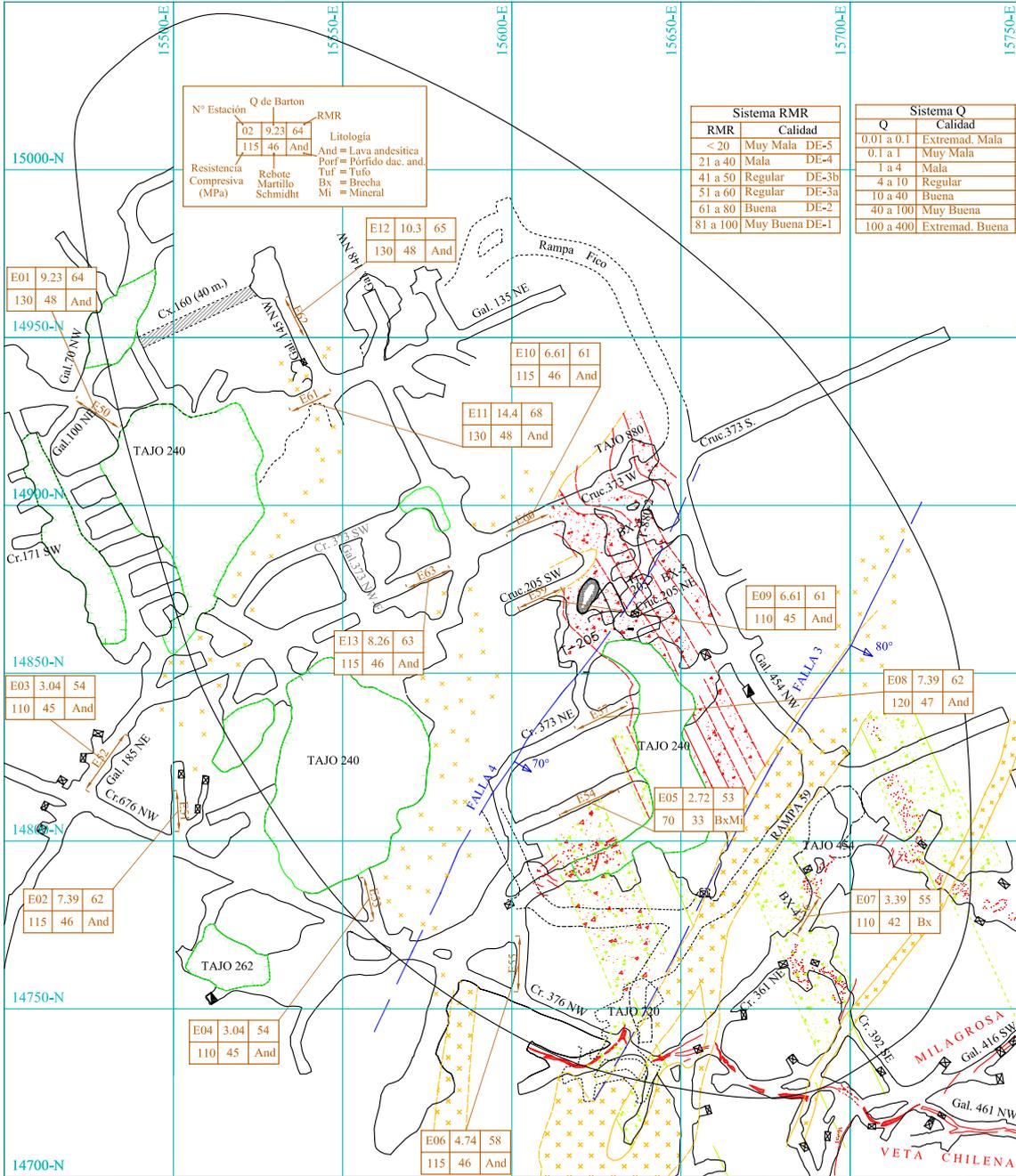
PLANO GEOMECAÁNICO
NIVEL - 46

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2

NIVEL : - 46

Lámina: 17



Q de Barton

Nº Estación	Q	RMR
02	9.23	64
115	46	And

Resistencia Compresiva (MPa)

Rebote Martillo Schmidt

Litología

And = Lava andesítica
 Porf = pórfido dac. and.
 Tuf = Tuf
 Bx = Brecha
 Mi = Mineral

Sistema RMR

RMR	Calidad	DE
< 20	Muy Mala	DE-5
21 a 40	Mala	DE-4
41 a 50	Regular	DE-3b
51 a 60	Regular	DE-3a
61 a 80	Buena	DE-2
81 a 100	Muy Buena	DE-1

Sistema Q

Q	Calidad
0.01 a 0.1	Extremad. Mala
0.1 a 1	Muy Mala
1 a 4	Mala
4 a 10	Regular
10 a 40	Buena
40 a 100	Muy Buena
100 a 400	Extremad. Buena

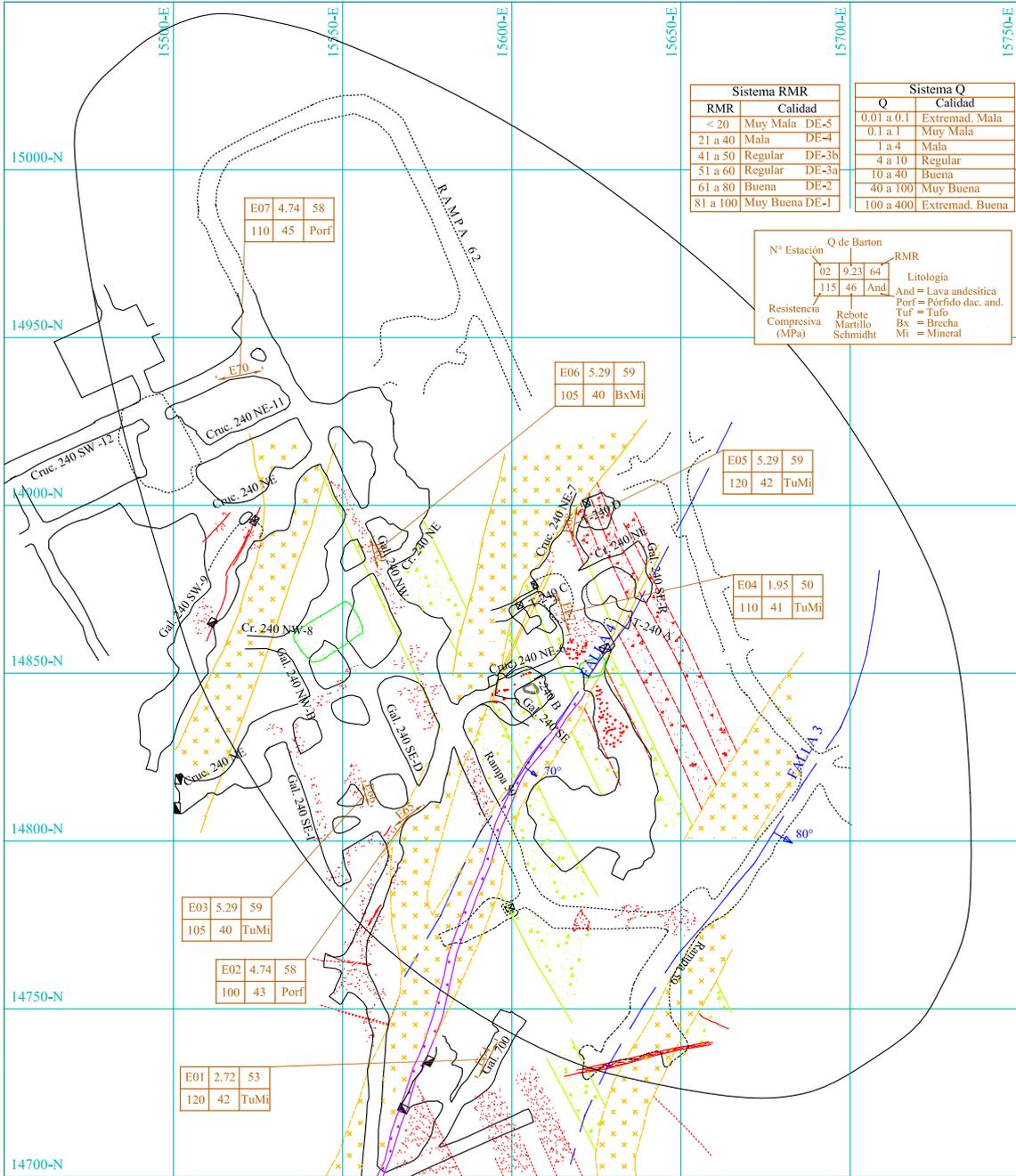
LEYENDA

	Lava andesítica		Brecha
	Pórfido		Dique dolerítico
	Manto mineralizado		Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL - 65
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : - 65
 Lámina: 18



Sistema RMR			Sistema Q	
RMR	Calidad	Q	Calidad	
< 20	Muy Mala DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena DE-1	40 a 100	Muy Buena	
		100 a 400	Extremad. Buena	

N° Estación	Q de Barton			RMR	Litología
	02	9.23	64		
	115	46	And		And = Lava andesítica
Resistencia Compresiva (MPa)					Porf = Pórfido dac. and.
Rebote Martillo Schmidt					Tuf = Tufo
					Bx = Brecha
					Mi = Mineral

E07	4.74	58
110	45	Porf

E06	5.29	59
105	40	BxMi

E05	5.29	59
120	42	TuMi

E04	1.95	50
110	41	TuMi

E03	5.29	59
105	40	TuMi

E02	4.74	58
100	43	Porf

E01	2.72	53
120	42	TuMi

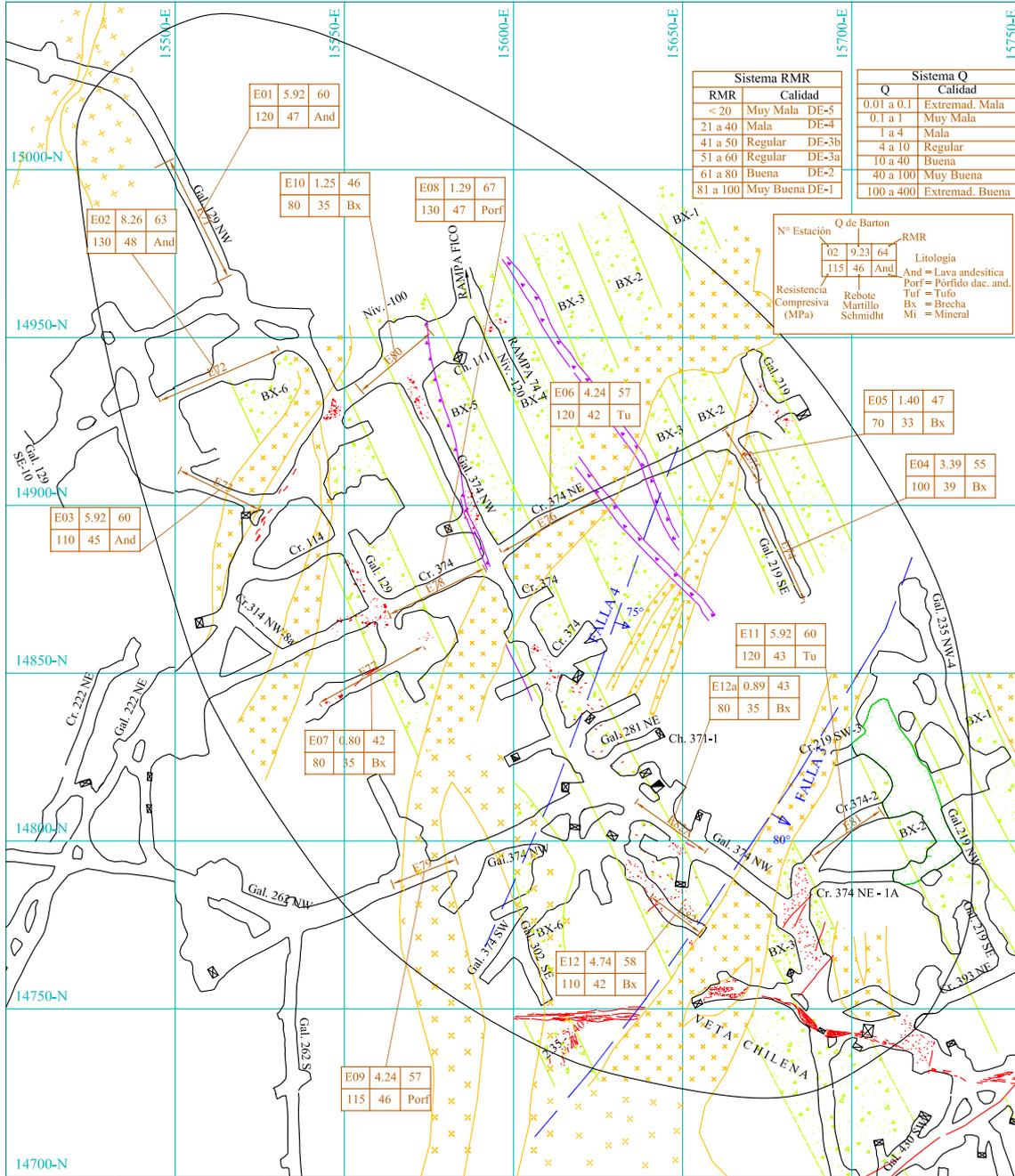
LEYENDA

- Lava andesítica
- Pórfido
- Manto mineralizado
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL -80
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -80
 Lámina: 19



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad	DE	Q	Calidad	DE
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

N° Estación			O de Barton			RMR		
02	9.23	64						
115	46	And						

And = Lava andesítica
 Porf = Pórfido dac. and.
 Tuf = Tufo
 Bx = Brecha
 Mi = Mineral

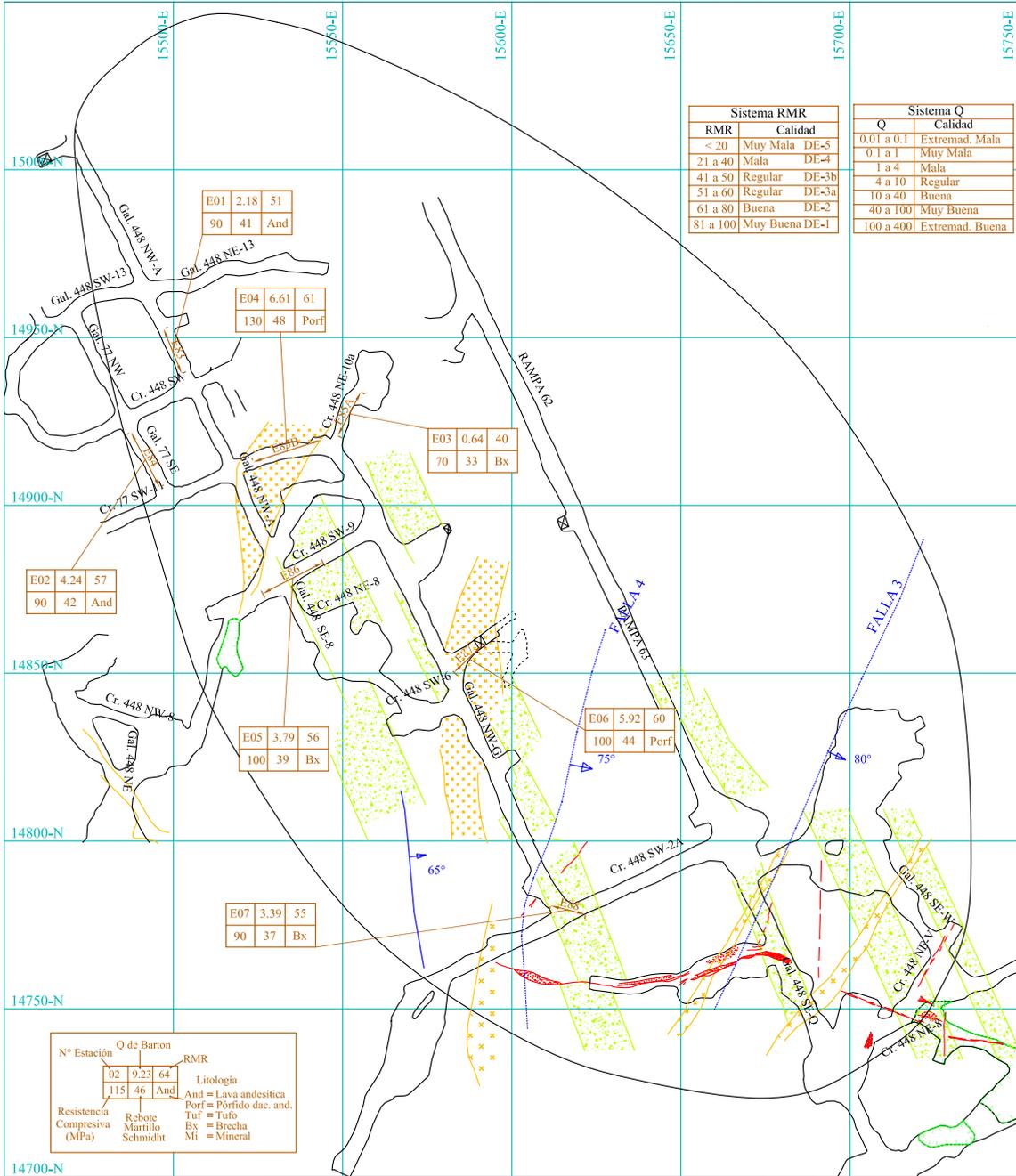
LEYENDA

	Lava andesítica		Brecha
	Pórfido		Diique dolerítico
	Manto mineralizado		Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL -100
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -100
Lámina: 20



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad	DE	Q	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

E01	2.18	51	90	41	And
E04	6.61	61	130	48	Porf
E03	0.64	40	70	33	Bx
E02	4.24	57	90	42	And
E05	3.79	56	100	39	Bx
E06	5.92	60	100	44	Porf
E07	3.39	55	90	37	Bx

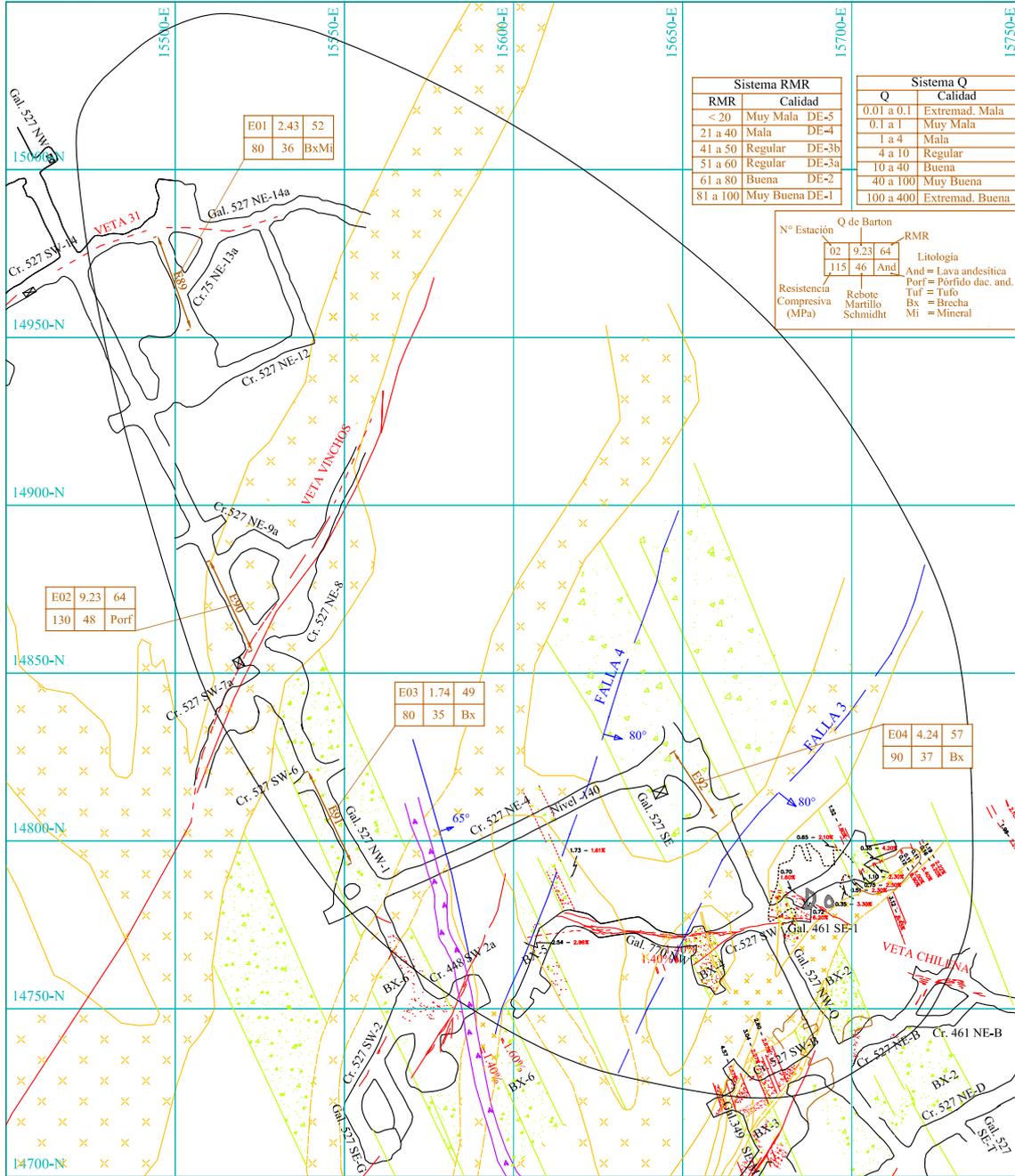
Nº Estación	Q de Barton	RMR	Litología
02	9.23	64	And = Lava andesítica
115	46	And	Porf = Pórfido dac. and.
			Tuf = Tufo
			Bx = Brecha
			Mi = Mineral

Resistencia Compresiva (MPa) Rebote Martillo Schmidt

LEYENDA

	Lava andesítica		Brecha
	Pórfido		Dique dolerítico
	Manto mineralizado		Veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica TESIS DE MAESTRÍA ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS	CIA. MINERA CONDESTABLE S. A. PLANO GEOMECAÁNICO NIVEL -120	CONDESTABLE 2 NIVEL : -120 Lámina: 21
	ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07	



Sistema RMR			Sistema Q		
RMR	Calidad		Q	Calidad	
< 20	Muy Mala	DE-5	0.01 a 0.1	Extremad. Mala	
21 a 40	Mala	DE-4	0.1 a 1	Muy Mala	
41 a 50	Regular	DE-3b	1 a 4	Mala	
51 a 60	Regular	DE-3a	4 a 10	Regular	
61 a 80	Buena	DE-2	10 a 40	Buena	
81 a 100	Muy Buena	DE-1	40 a 100	Muy Buena	
			100 a 400	Extremad. Buena	

N° Estación	Q de Barton		RMR	Litología
	02	9.23		
	115	46	And	And = Lava andesítica
				Porf = Pórfido dac. and.
				Tuf = Tufa
				Bx = Brecha
				Mi = Mineral

E02	9.23	64
130	48	Porf

E03	1.74	49
80	35	Bx

E04	4.24	57
90	37	Bx

LEYENDA

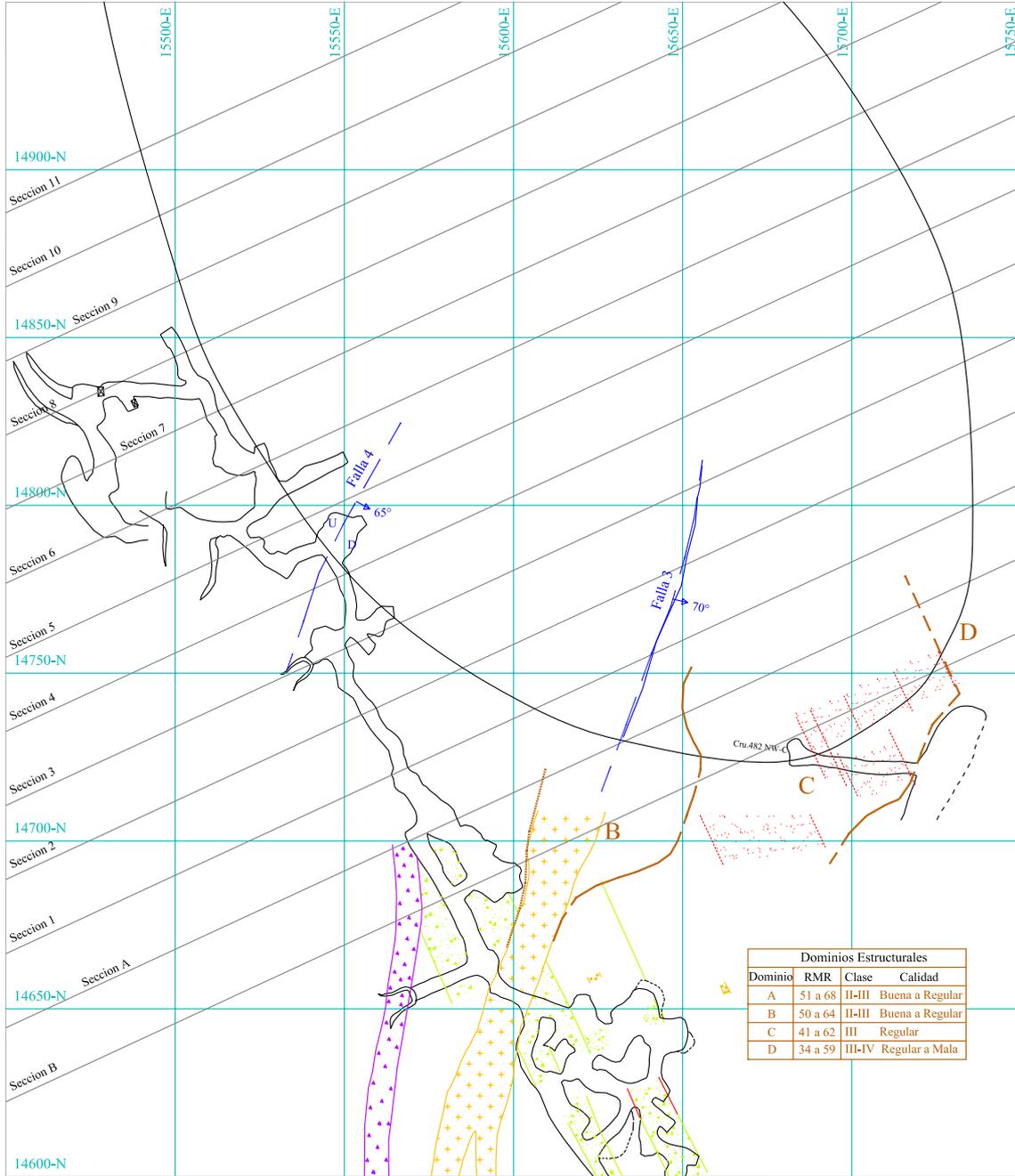
- Lava andesítica
- Pórfido
- Manto mineralizado
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta



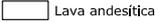
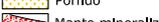
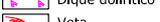
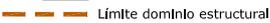
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 PLANO GEOMECAÁNICO
 NIVEL -140
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -140
 Lámina: 22



LEYENDA

-  Lava andesítica
-  Pórfido
-  Manto mineralizado
-  Brecha
-  Dique dolerítico
-  Veta
-  Limite dominio estructural



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

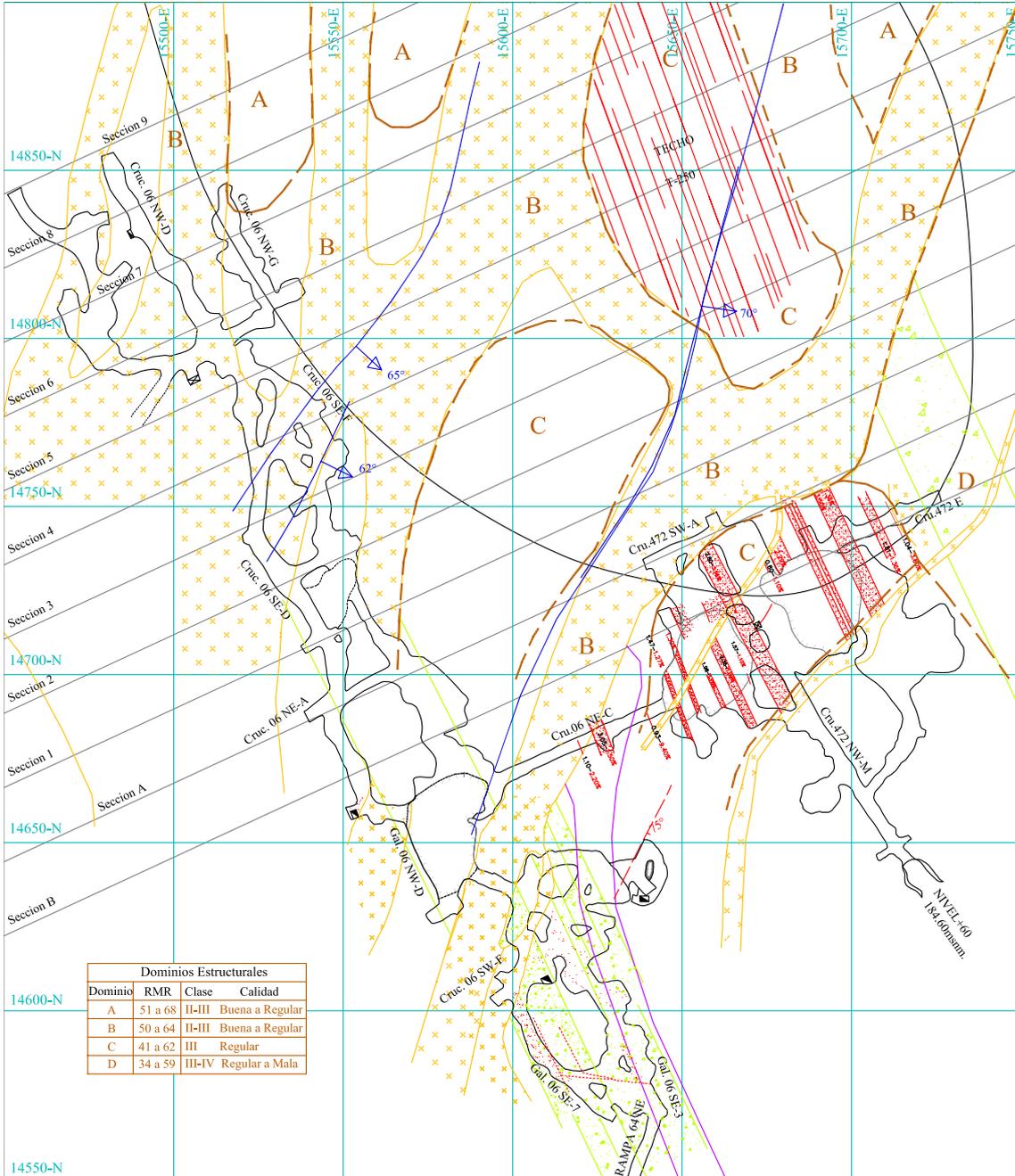
CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL +70

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2

NIVEL : +70

Lámina: 23



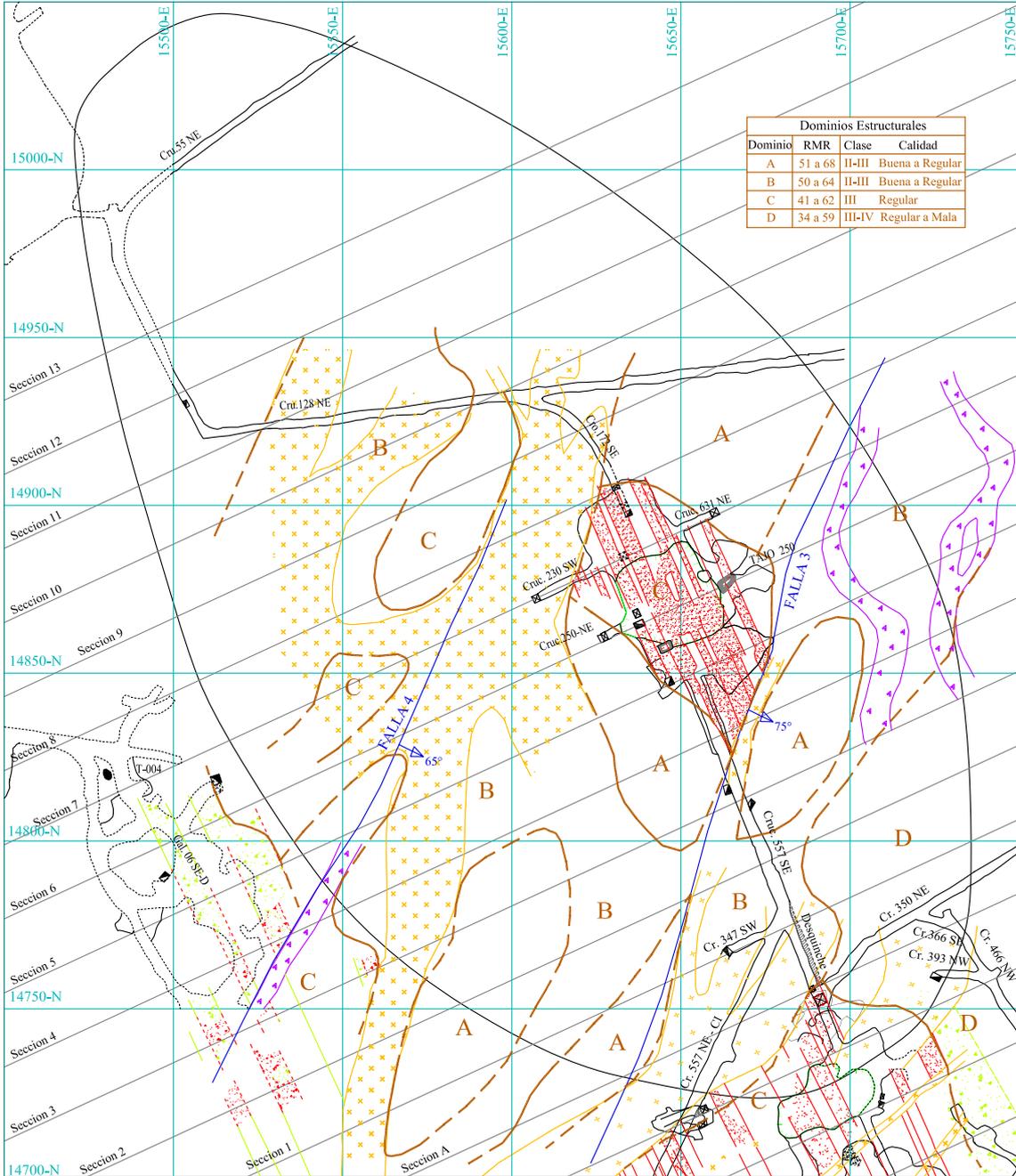
LEYENDA

- A Lava andesítica
- B Pórfido
- C Manto mineralizado
- D Brecha
- E Dique dolerítico
- F Veta
- G Límite dominio estructural


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL +60
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +60
 Lámina: 24



Dominios Estructurales			
Dominio	RMR	Clase	Calidad
A	51 a 68	II-III	Buena a Regular
B	50 a 64	II-III	Buena a Regular
C	41 a 62	III	Regular
D	34 a 59	III-IV	Regular a Mala

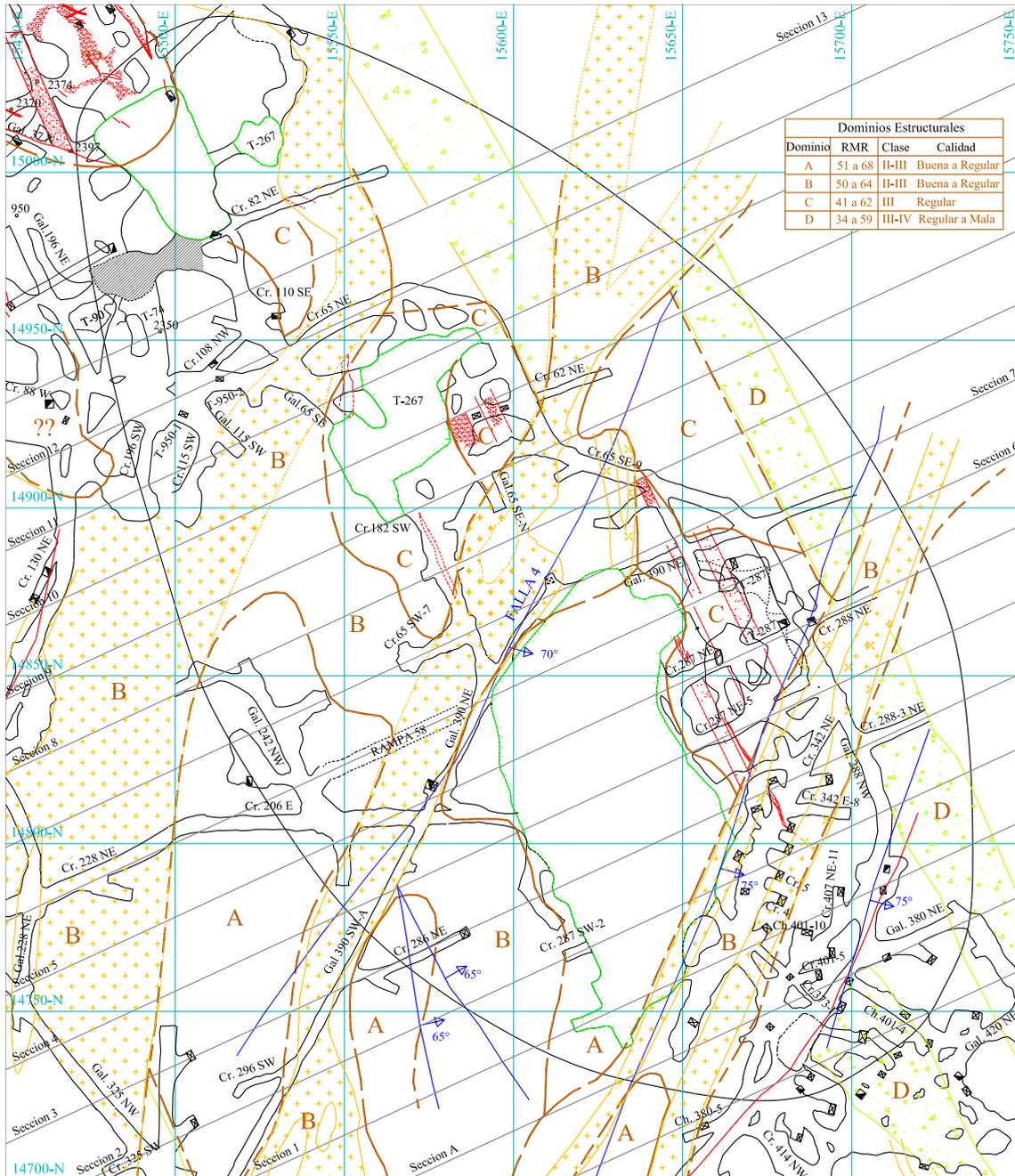
LEYENDA

- Lava andesítica
- Brecha
- Pórfido
- Dique dolerítico
- Manto mineralizado
- Veta
- Limite dominio estructural


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
DOMINIOS GEOMECAÑICOS
 NIVEL +40
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +40
Lámina: 25



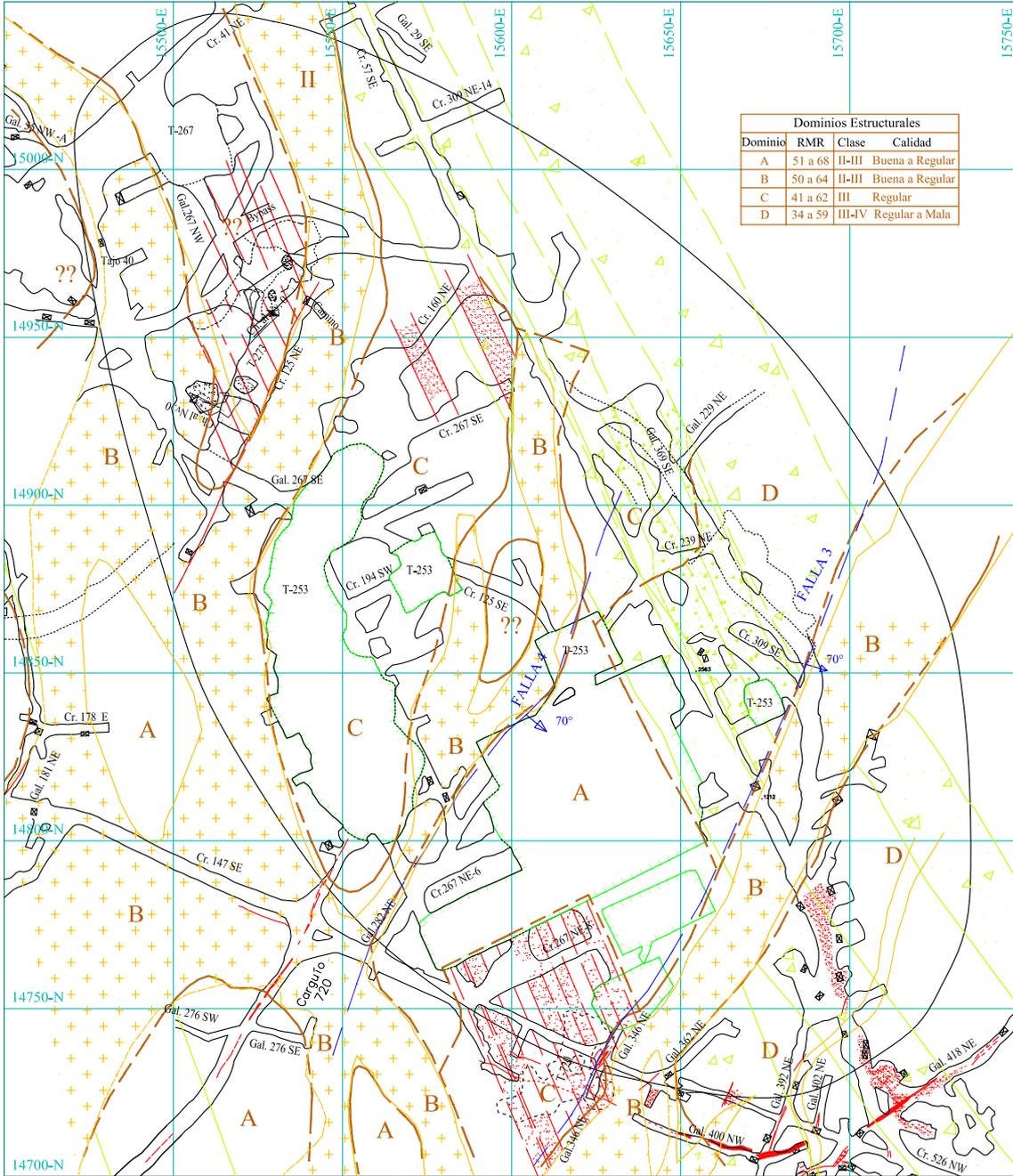
Dominios Estructurales			
Dominio	RMR	Clase	Calidad
A	51 a 68	II-III	Buena a Regular
B	50 a 64	II-III	Buena a Regular
C	41 a 62	III	Regular
D	34 a 59	III-IV	Regular a Mala

LEYENDA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL + 0
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : + 0
Lámina: 26



LEYENDA

- A Lava andesítica
- B Pórfido
- C Manto mineralizado
- D Brecha
- E Dique dolerítico
- F Veta
- G Límite dominio estructural



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL -30
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -30
 Lámina: 27



Dominios Estructurales			
Dominio	RMR	Clase	Calidad
A	51 a 68	II-III	Buena a Regular
B	50 a 64	II-III	Buena a Regular
C	41 a 62	III	Regular
D	34 a 59	III-IV	Regular a Mala

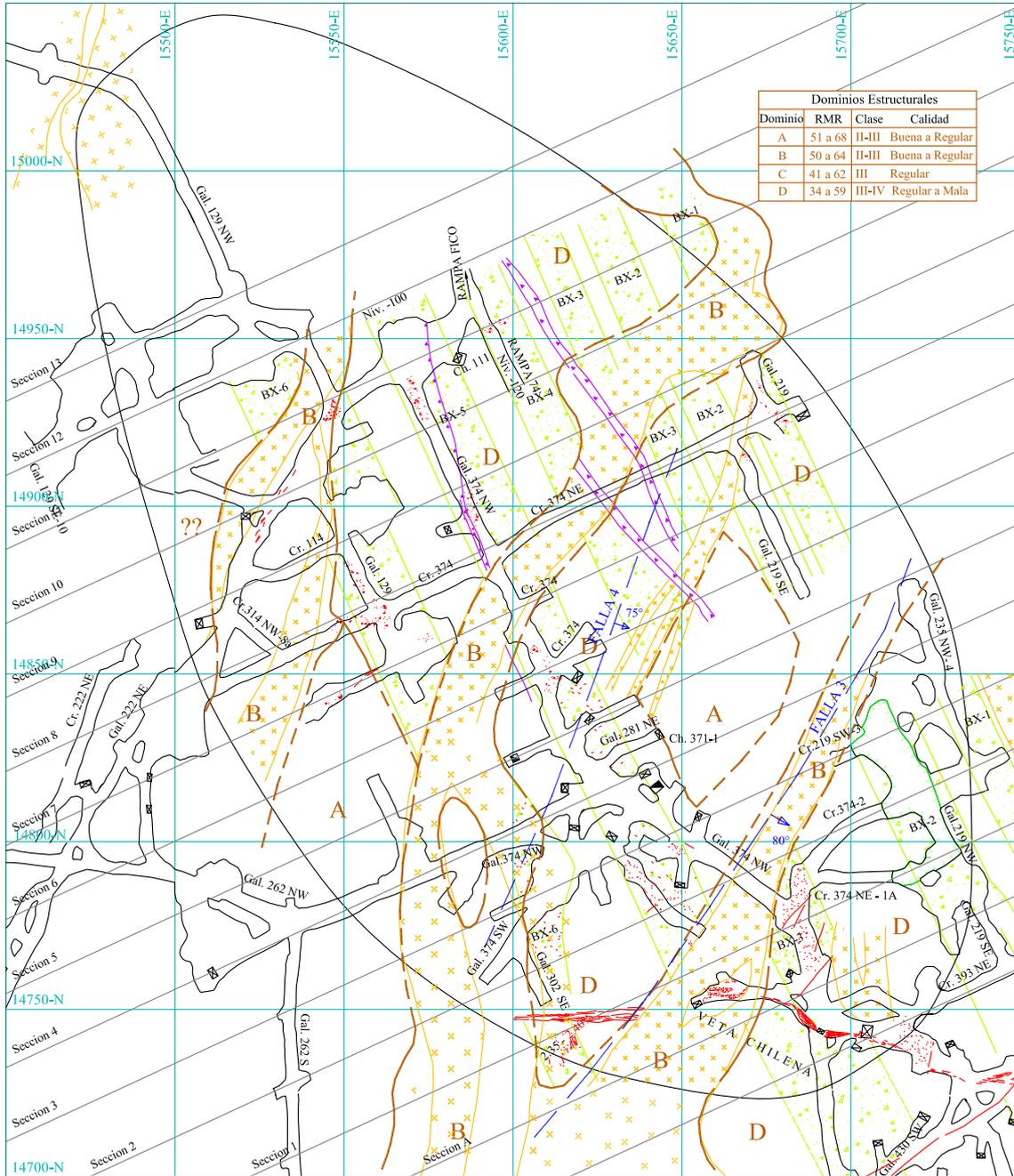
LEYENDA



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL +40
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : +40
 Lámina: 28



Dominios Estructurales			
Dominio	RMR	Clase	Calidad
A	51 a 68	II-III	Buena a Regular
B	50 a 64	II-III	Buena a Regular
C	41 a 62	III	Regular
D	34 a 59	III-IV	Regular a Mala

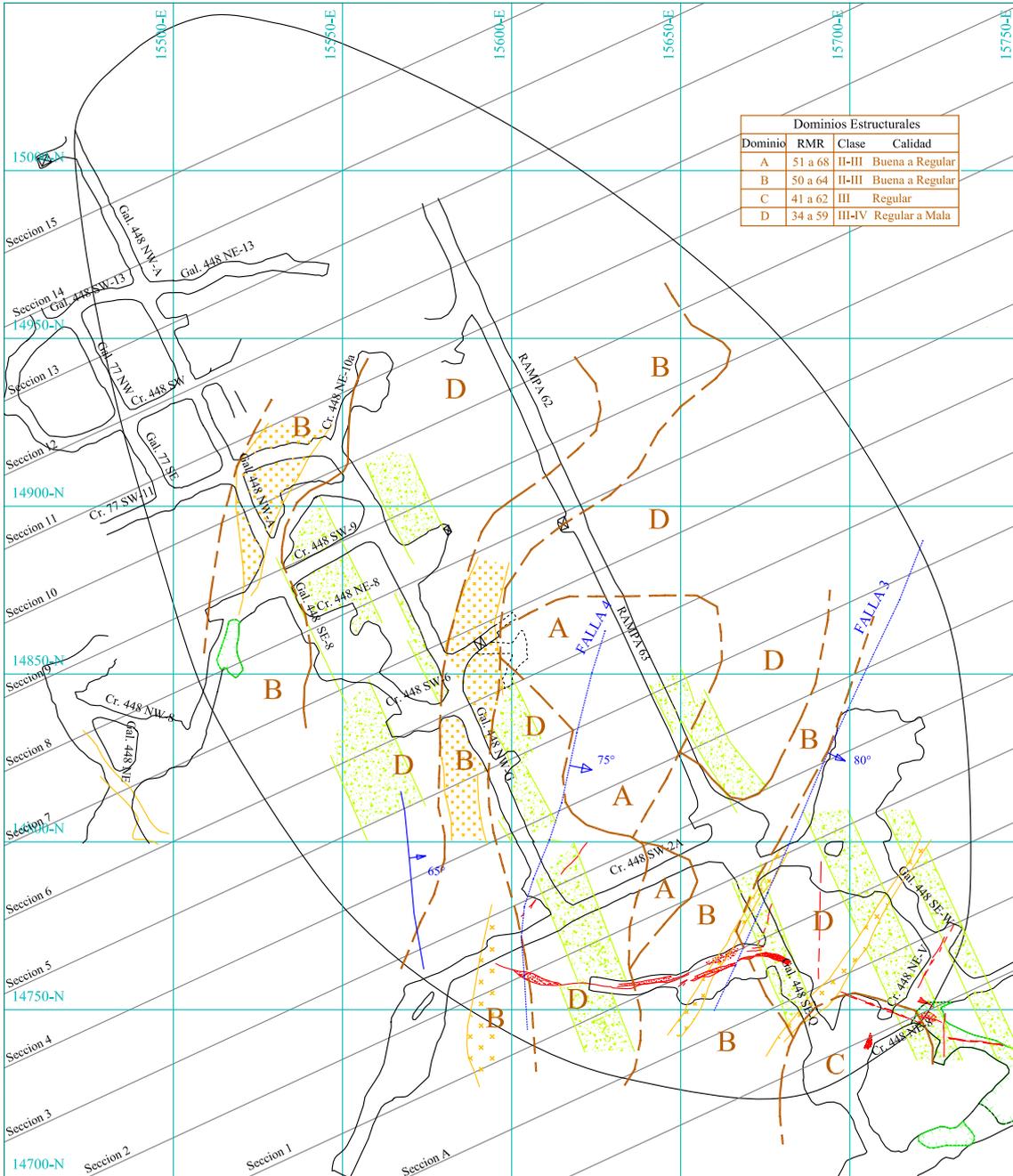
LEYENDA

A Lava andesítica	Brecha
Pórfido	Dique dolerítico
Manto mineralizado	Veta
Límite dominio estructural	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL -100
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -100
Lámina: 31



Dominios Estructurales			
Dominio	RMR	Clase	Calidad
A	51 a 68	II-III	Buena a Regular
B	50 a 64	II-III	Buena a Regular
C	41 a 62	III	Regular
D	34 a 59	III-IV	Regular a Mala

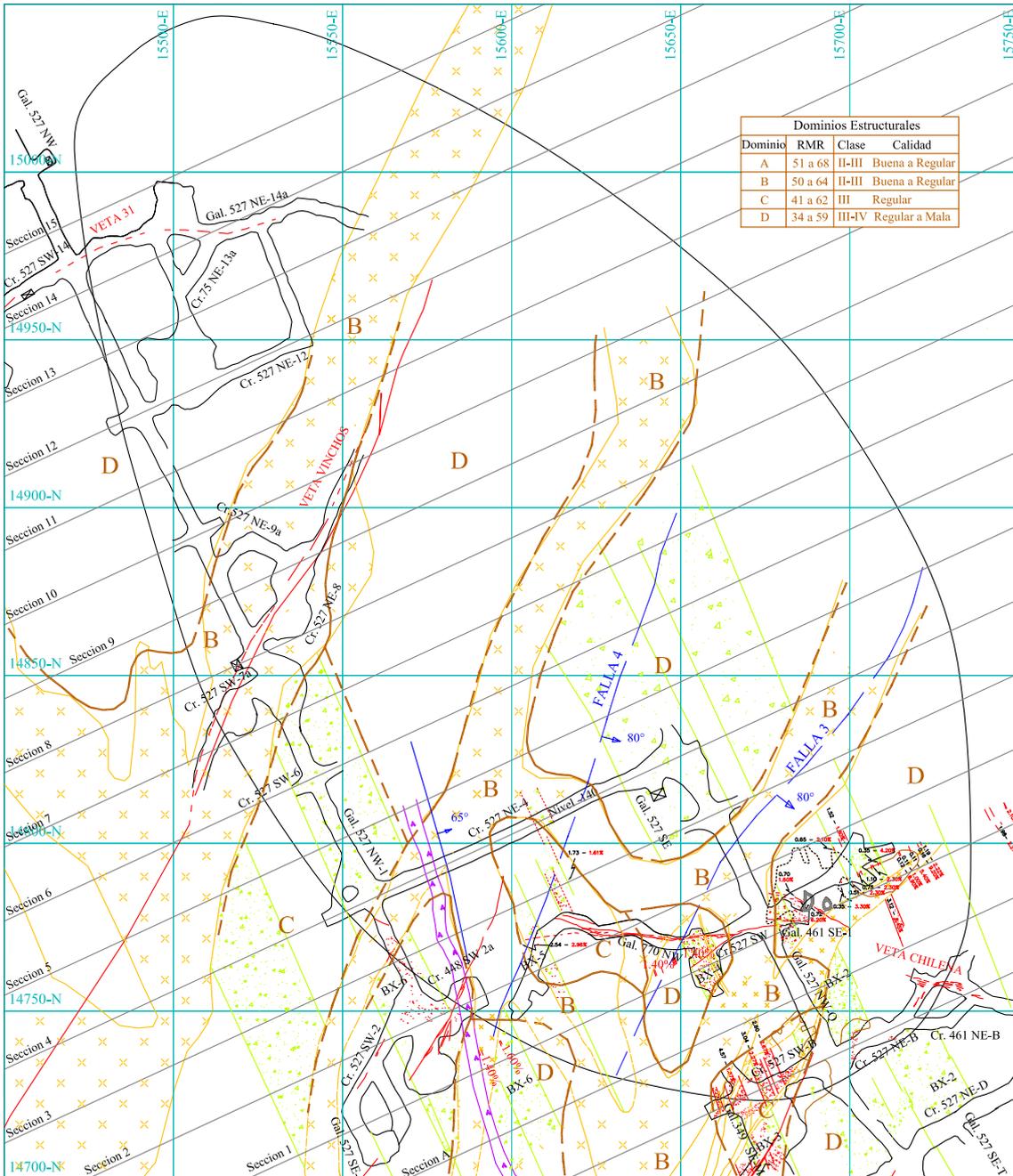
LEYENDA

- A Lava andesítica
- B Pórfido
- C Manto mineralizado
- D Brecha
- Di Dique dolerítico
- V veta
- L Límite dominio estructural


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL -120
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -120
Lámina: 32



Dominios Estructurales		
Dominio	RMR	Clase Calidad
A	51 a 68	II-III Buena a Regular
B	50 a 64	II-III Buena a Regular
C	41 a 62	III Regular
D	34 a 59	III-IV Regular a Mala

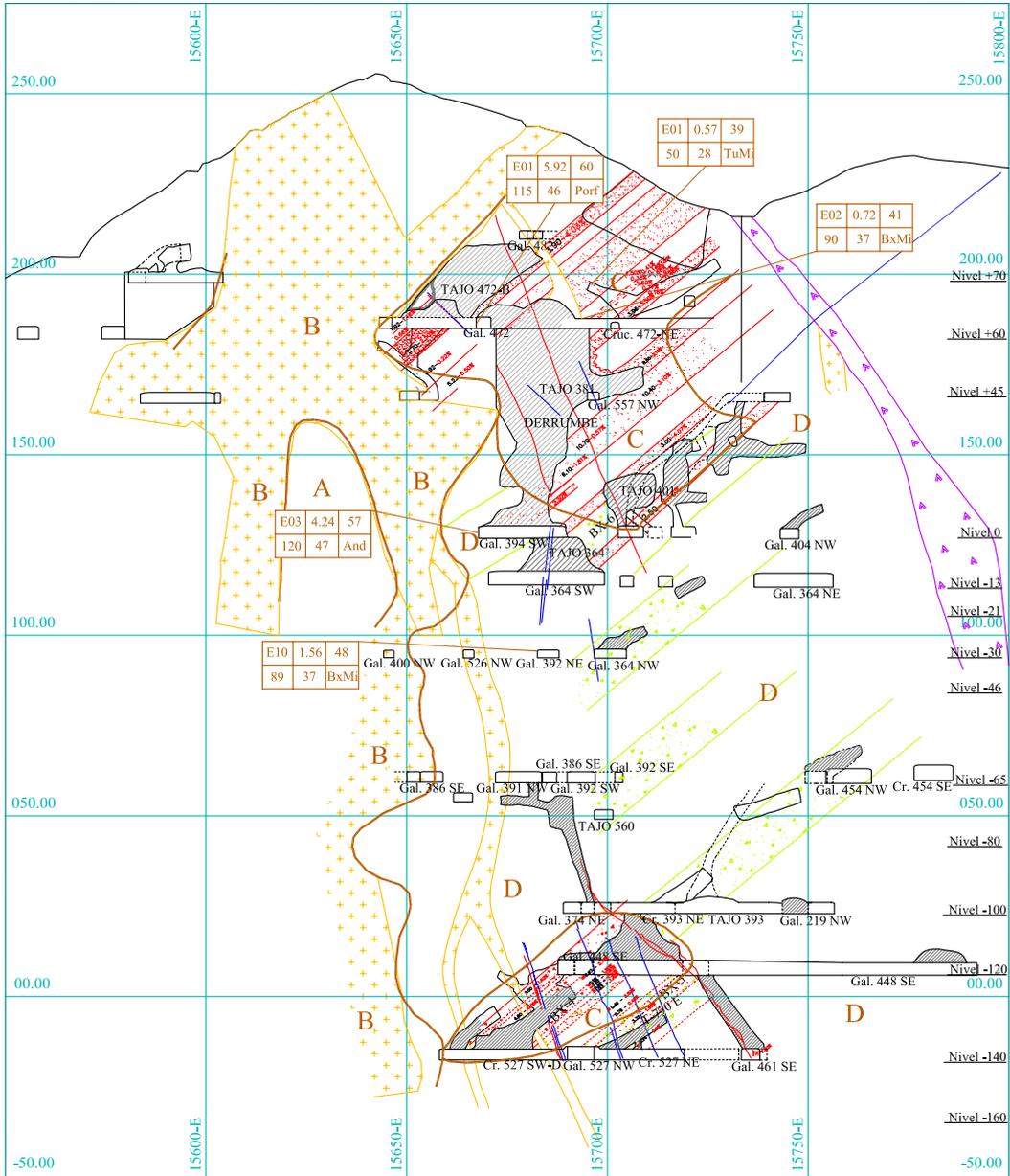
LEYENDA

A Lava andesítica	D Brecha
B Pórfido	Dique dolerítico
Manto mineralizado	Veta
Límite dominio estructural	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
 TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
DOMINIOS GEOMECÁNICOS
 NIVEL -140
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -140
Lámina: 33



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- Dique diorítico
- Veta
- Domnio Estructural
- Diaclasa
- Falla

Q de Barton		
Nº Estación	RMR	
02	9.23	64
115	46	And

Litología
 And = Lava andesítica
 Porf = Pórfido dac. and.
 Tuf = Tufo
 Bx = Brecha
 Mi = Mineral

Resistencia Compresiva (MPa)
 Rebote Martillo Schmidt



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 SECCIÓN TRANSVERSAL B
 ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 SECCIÓN TRANSVERSAL B

Lámina: 35



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Limite dominio estructural
- Diaclasa
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta
- Dominio Estructural
- Falla

Nº Estación		Q de Barton		RMR	
02	9.23	64			
115	46	And			
Litología					
And = Lava andesítica					
Porf = Pórfido dac. and.					
TuF = Tufo					
Bx = Brecha					
Mi = Mineral					
Resistencia Compresiva (MPa)					
Rebote Martillo Schmidt					



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

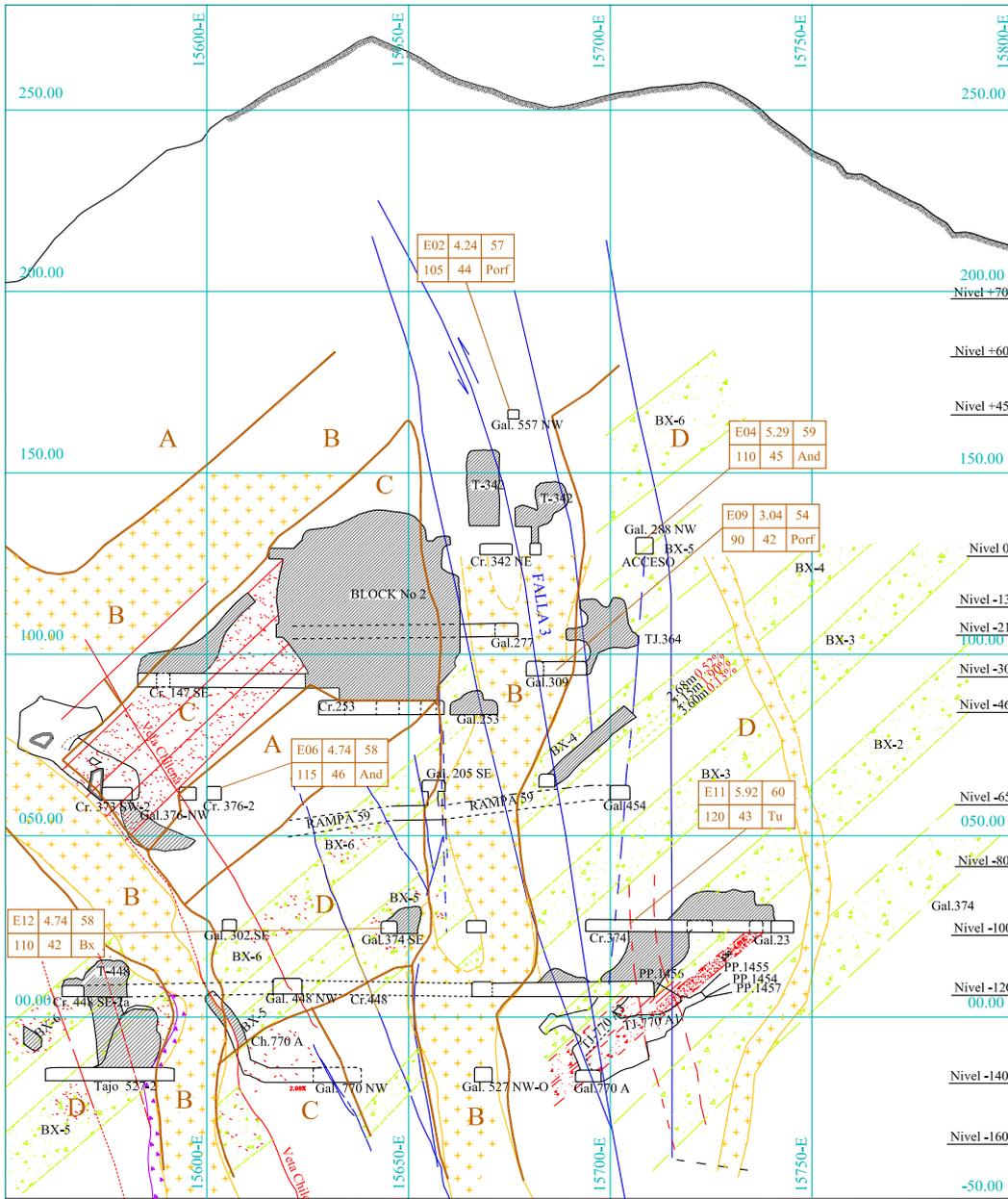
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
SECCIÓN TRANSVERSAL 01
ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
SECCIÓN TRANSVERSAL 01

Lámina: 36

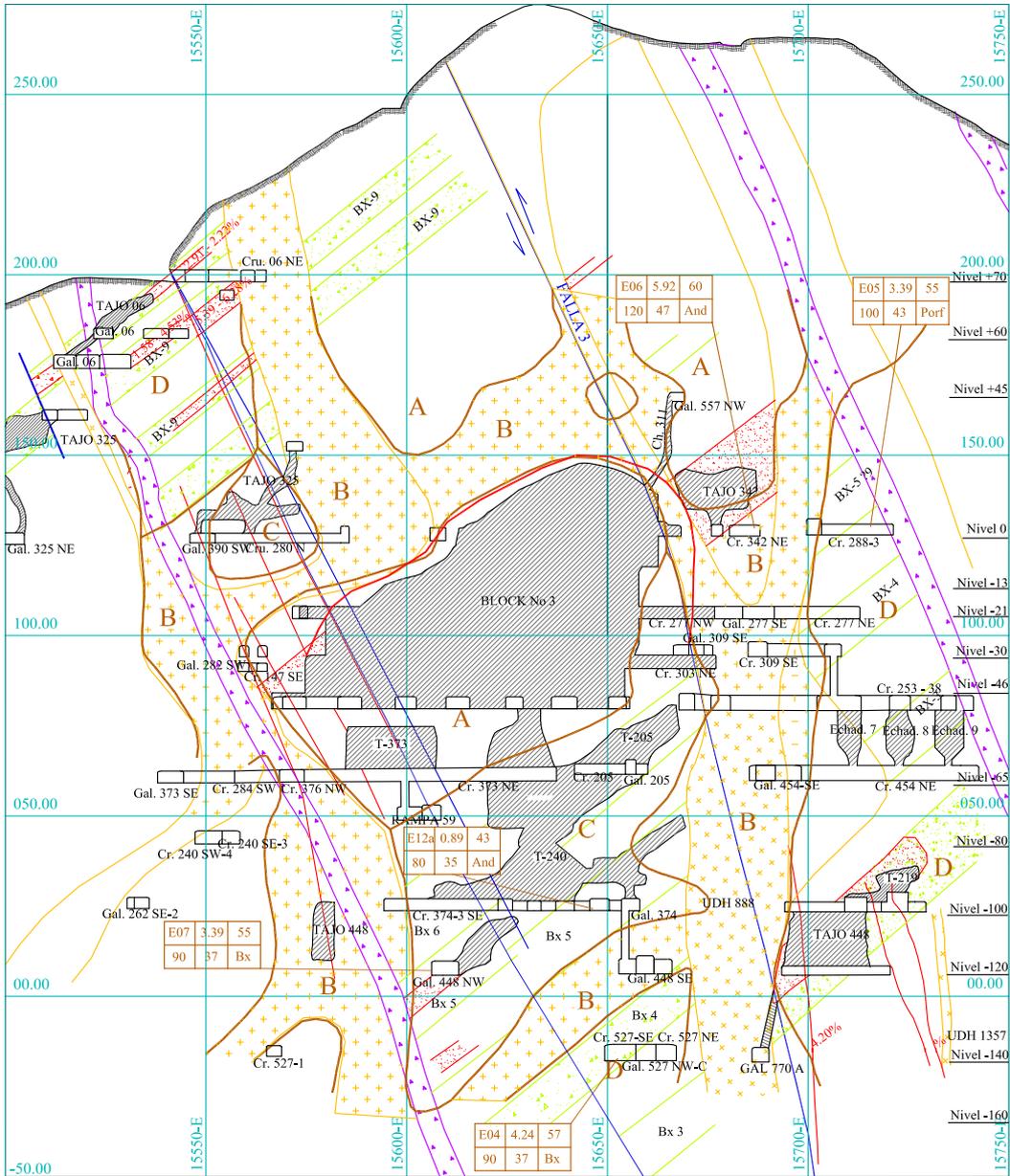


LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- 55° Diadasa
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta
- A Domínio Estructural
- 55° Falla

N° Estación		Q de Barton		RMR	
02	9.23	64			
115	46	And			
Resistencia Compresiva (MPa)		Rebote Martillo Schmidt		Litología	
				And = Lava andesítica	
				Porf = Pórfido dac. and.	
				Tuf = Tufo	
				Bx = Brecha	
				Mi = Mineral	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica	CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.	CONDESTABLE 2
	SECCIÓN TRANSVERSAL 02	SECCIÓN TRANSVERSAL 02
TESIS DE MAESTRÍA	ZONA INTERMEDIO	Lámina: 37
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS	ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07	



LEYENDA

- Porfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- Diques doleríticos
- Falla
- Brecha
- Veta
- Domnio Estructural
- Diaclase

Q de Barton		RMR	
Nº Estación	02	9.23	64
	115	46	And
Resistencia Compresiva (MPa)		Rebote	Litología
		Marfillo	And = Lava andesítica
		Schmidt	Porf = Porfido dac. and.
			Tuf = Tufo
			Bx = Brecha
			Mi = Mineral



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica

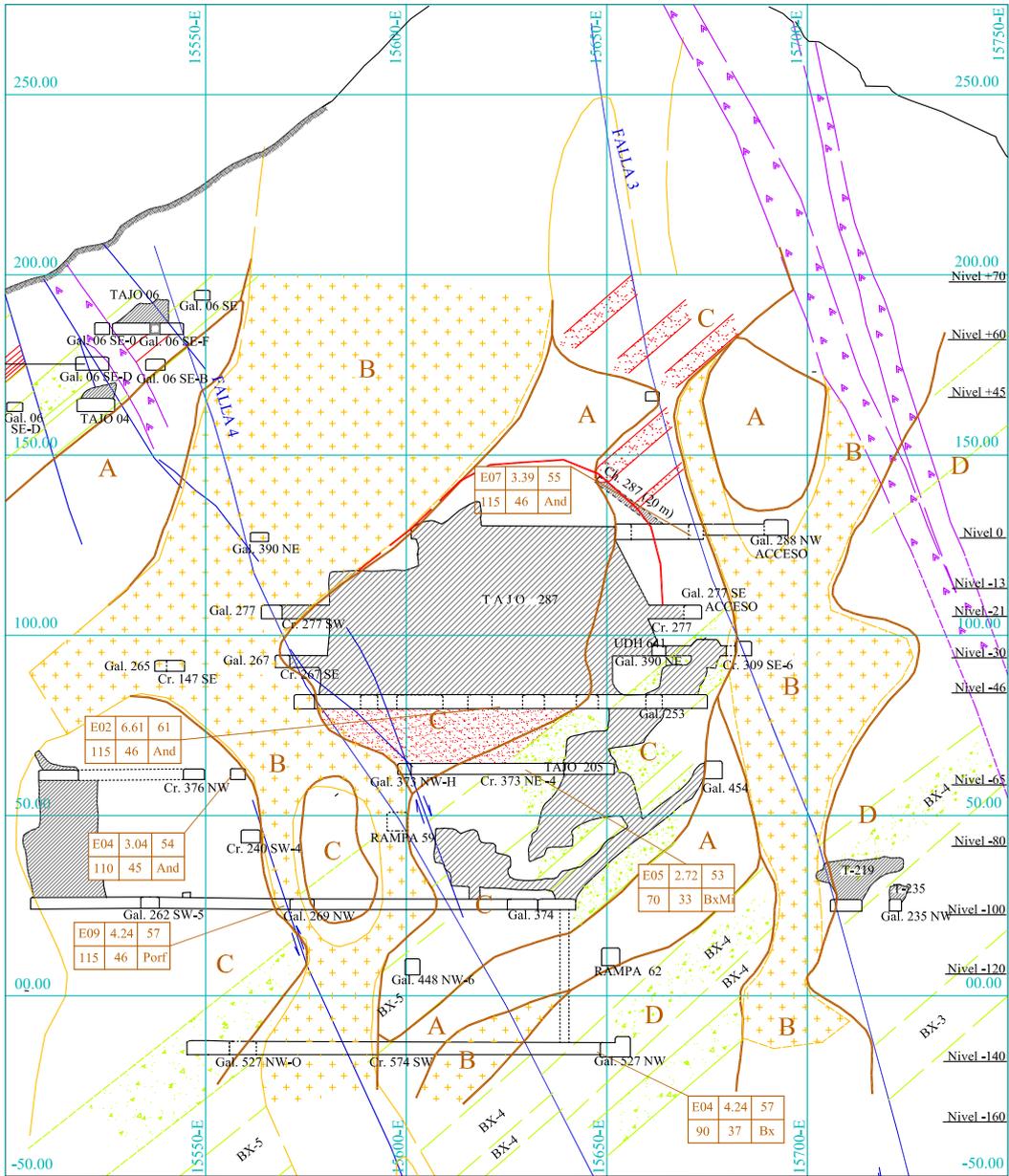
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 SECCIÓN TRANSVERSAL 03
 ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 SECCIÓN TRANSVERSAL 03

Lámina: 38



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- Diaclasa 55°
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta
- Dominio Estructural
- Falla 55°

N° Estación		Q de Barton		RMR
02	9.23	64		
115	46	And		Litología
Resistencia Compresiva (MPa)		Rebote Martillo Schmidt		And = Lava andesítica
				Porf = Pórfido dac. and.
				Tuf = Tuf
				Bx = Brecha
				Mi = Mineral



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

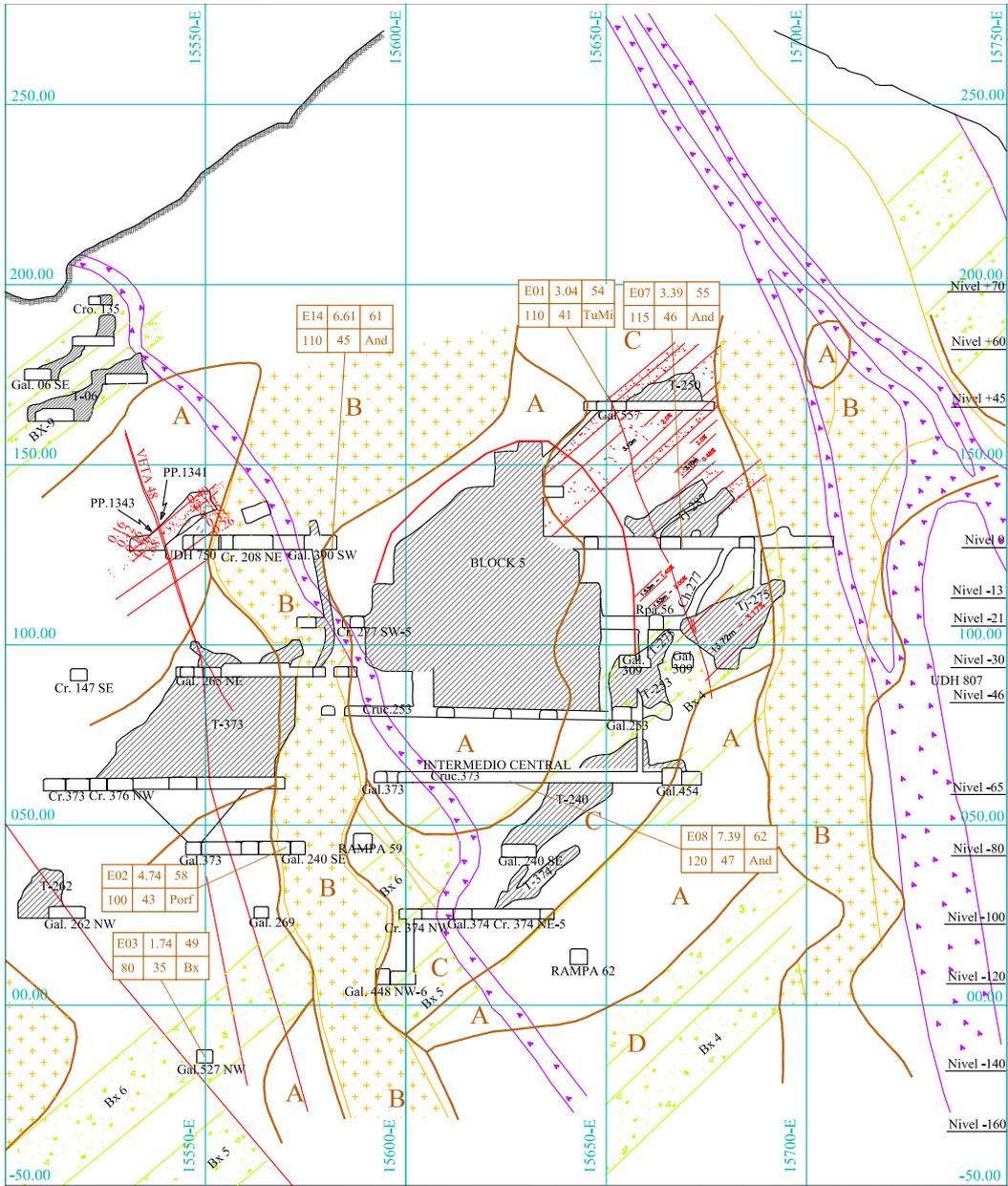
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
SECCIÓN TRANSVERSAL 04
ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
SECCIÓN TRANSVERSAL 04

Lámina: 39



LEYENDA

-
-
-
-
-
-
-
-
-
-

Q de Barton		RMR	
Nº Estación	02	9.23	64
	115	46	And
Resistencia Compresiva (MPa)	Rebote Martillo Schmidt	Litología	And = Lava andesítica Porf = Pórfido dac. and. Tuf = Tufo Bx = Brecha Mi = Mineral



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

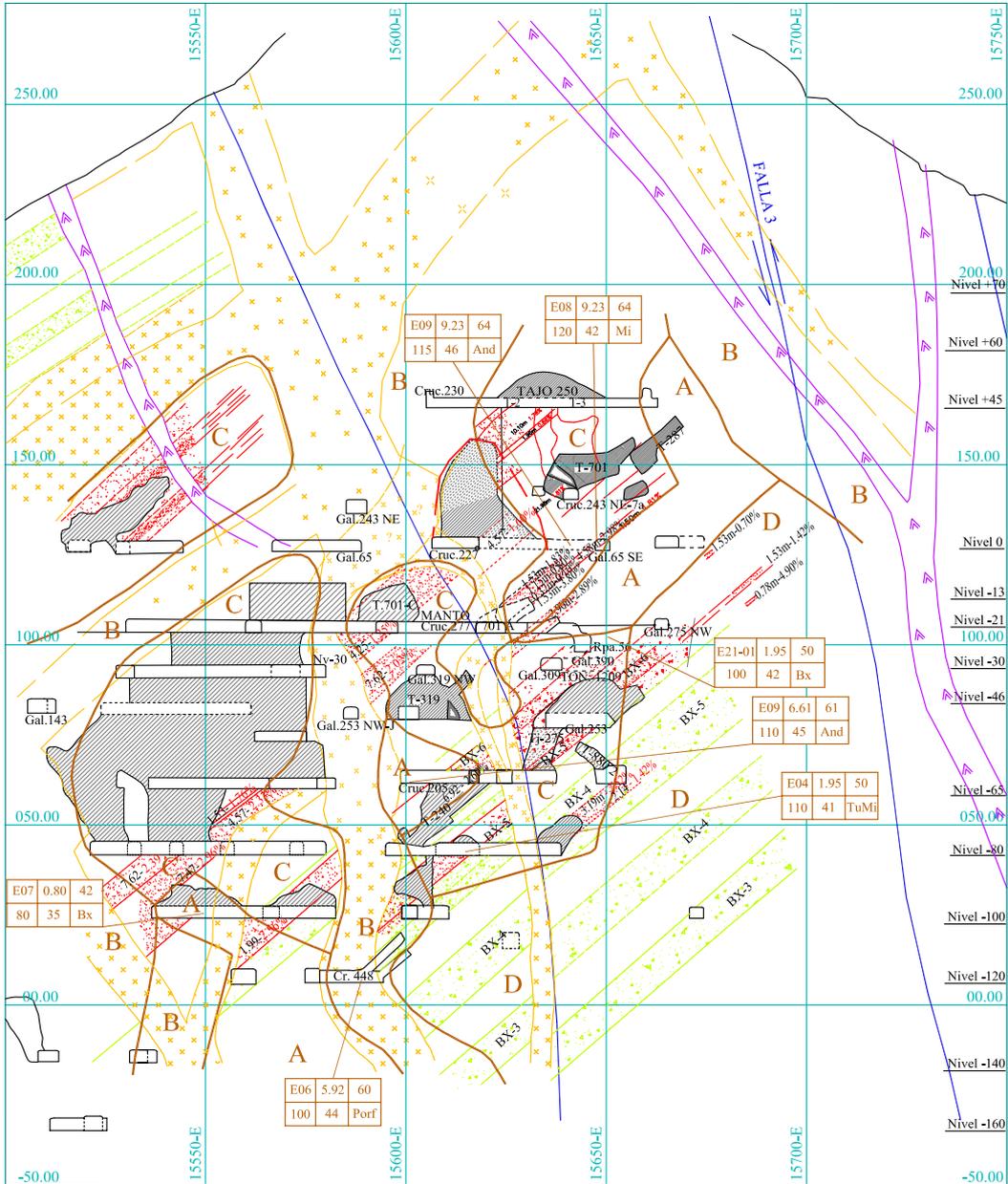
TESIS DE MAESTRÍA
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
SECCIÓN TRANSVERSAL 05
ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
SECCIÓN TRANSVERSAL 05

Lámina: 40



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- Diaclase
- Brecha
- Diique dolerítico
- Veta
- Domnio Estructural
- Falla

N° Estación		Q de Barton		Brecha	
02	9.23	64	RMR		
115	46	And	Litología		
Resistencia Compresiva (MPa)		Rebote Martillo Schmidt	And = Lava andesítica	Porf = Pórfido dac. and.	Tuf = Tufo
			Bx = Brecha	Mi = Mineral	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica

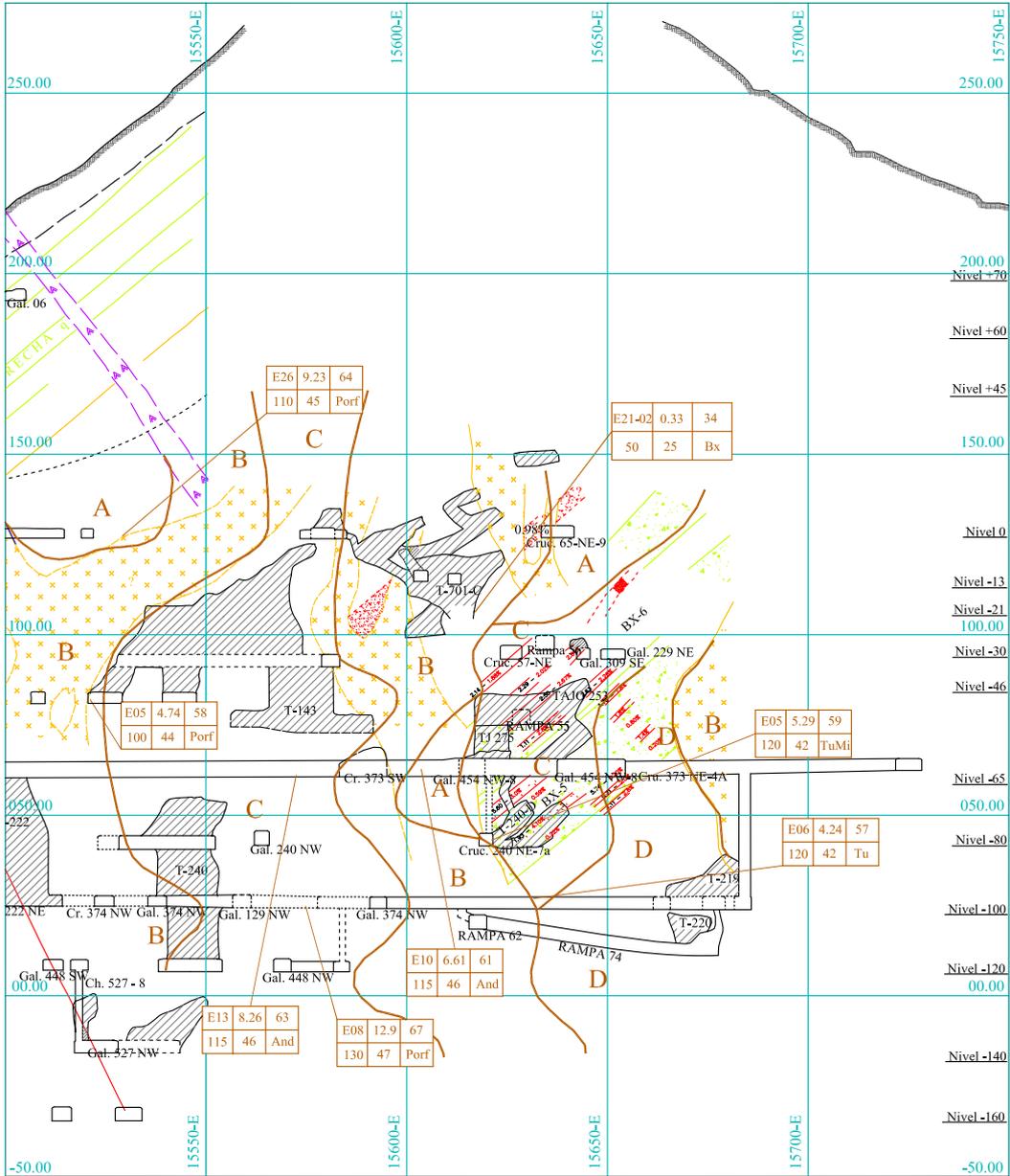
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 SECCIÓN TRANSVERSAL 07
 ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 SECCIÓN TRANSVERSAL 07

Lámina: 42



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite domInlo estructural
- 55° Diclasa
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta
- A DomInlo Estructural
- 55° Falla

Nº Estación	Q de Barton			RMR	Litología
	02	9.23	64		
	115	46	And		And = Lava andesítica Porf = Pórfido dac. and. Tuf = Tufó Bx = Brecha Mi = Mineral
					Rebote Martillo Schmidht



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA

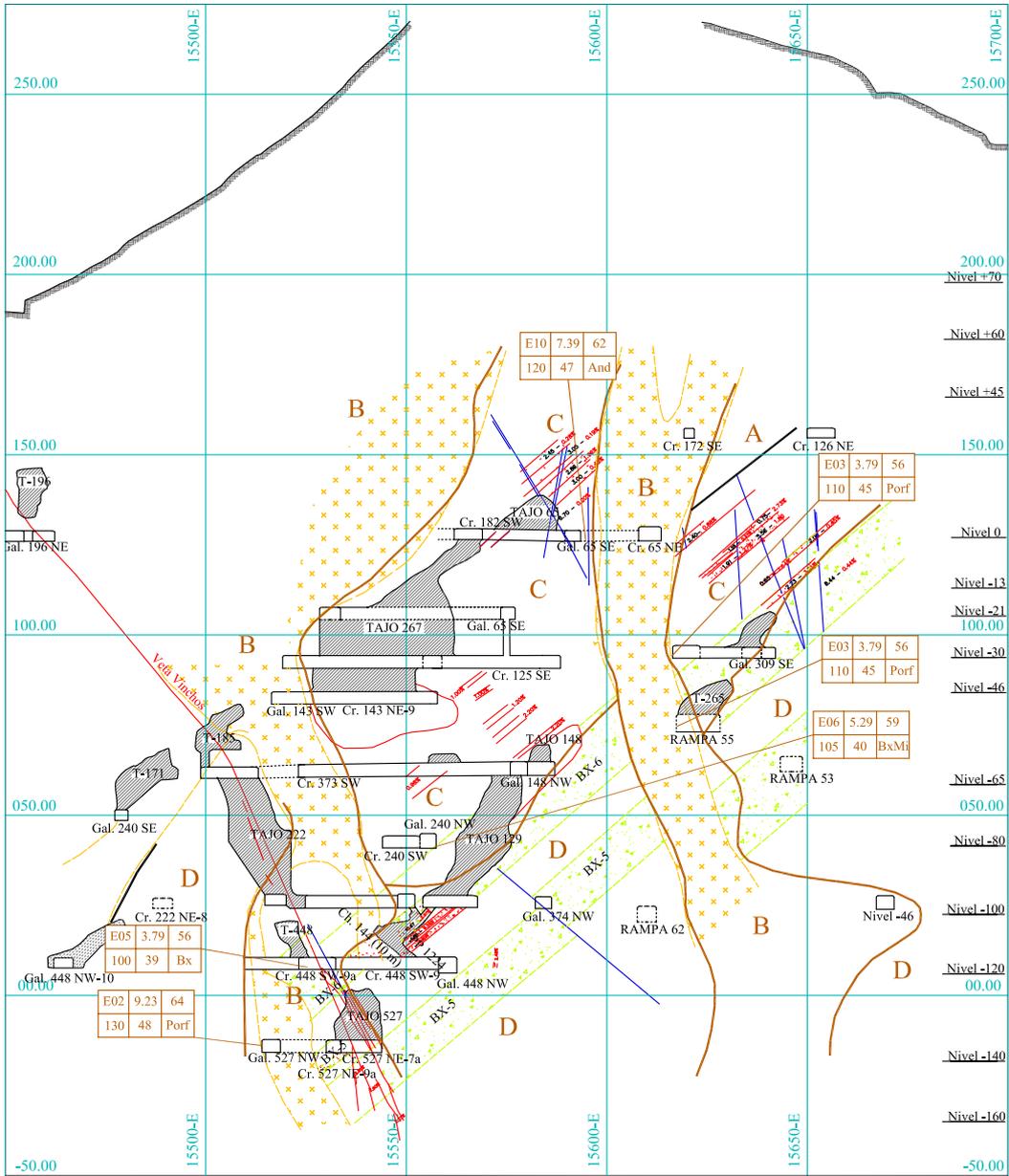
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
SECCIÓN TRANSVERSAL 08
ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
SECCIÓN TRANSVERSAL 08

Lámina: 43



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- Diaclasis 55°
- Brecha
- Di que dolerítico
- Veta
- Dominio Estructural A
- Falla 55°

N° Estación	Q de Barton		RMR	Litología
	02	9.23		
	115	46	And	And = Lava andesítica
				Porf = Pórfido dac. and
				Tuf = Tufo
				Bx = Brecha
				Mi = Mineral



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
**Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica**

TESIS DE MAESTRÍA

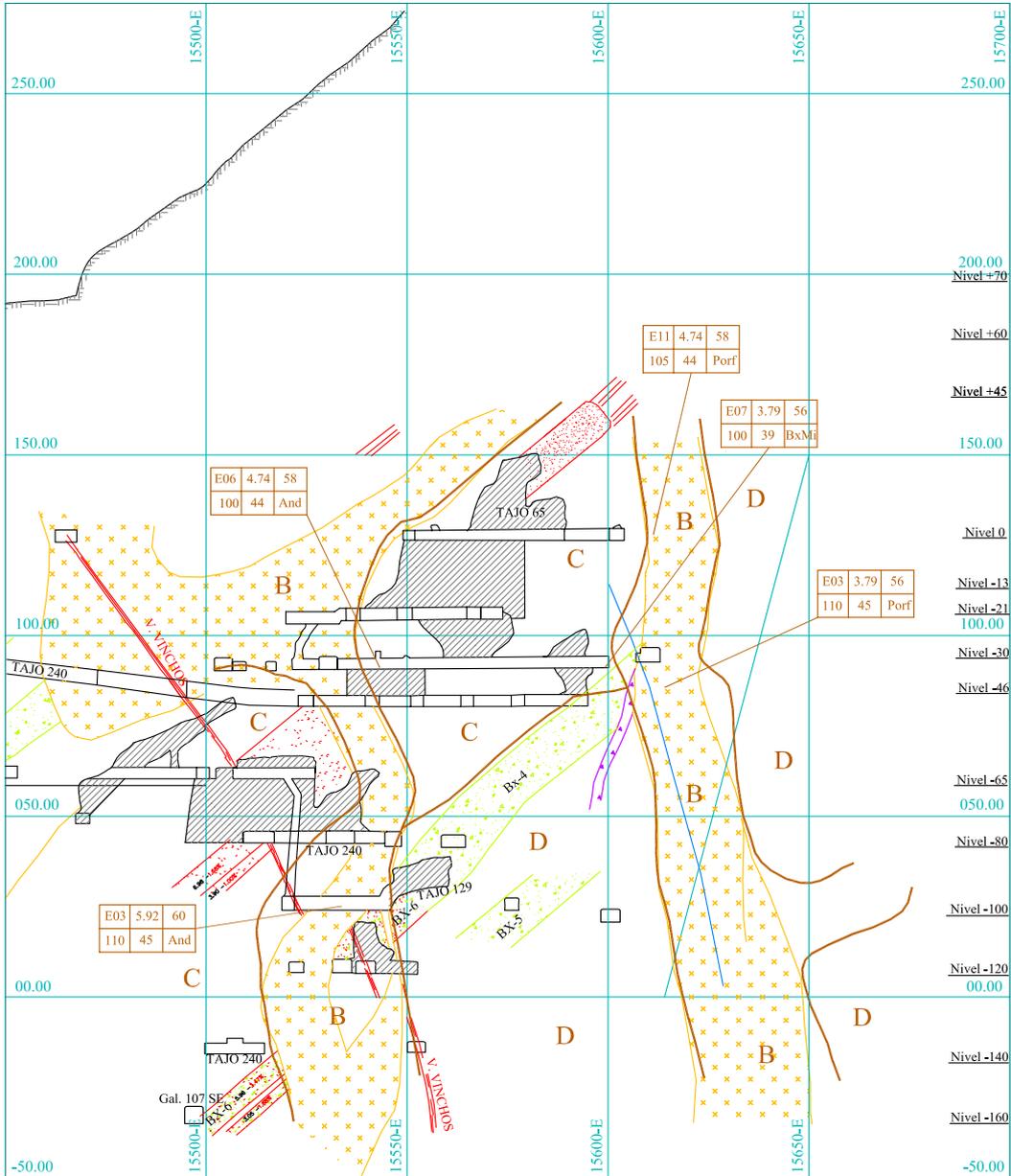
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 SECCIÓN TRANSVERSAL 09
 ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 SECCIÓN TRANSVERSAL 09

Lámina: 44



LEYENDA

- Pórfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- 55° Diaclasa
- Brecha
- Diqe dolerítico
- Veta
- Dominio Estructural
- 55° Falla

Q de Barton		RMR	
02	9.23	64	
115	46	And	
Resistencia Compresiva (MPa)		Litología	
Rebote Martillo Schmidt		And = Lava andesítica	
		Porf = Pórfido dac. and.	
		Tuf = Tufo	
		Bx = Brecha	
		Mi = Mineral	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica

TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

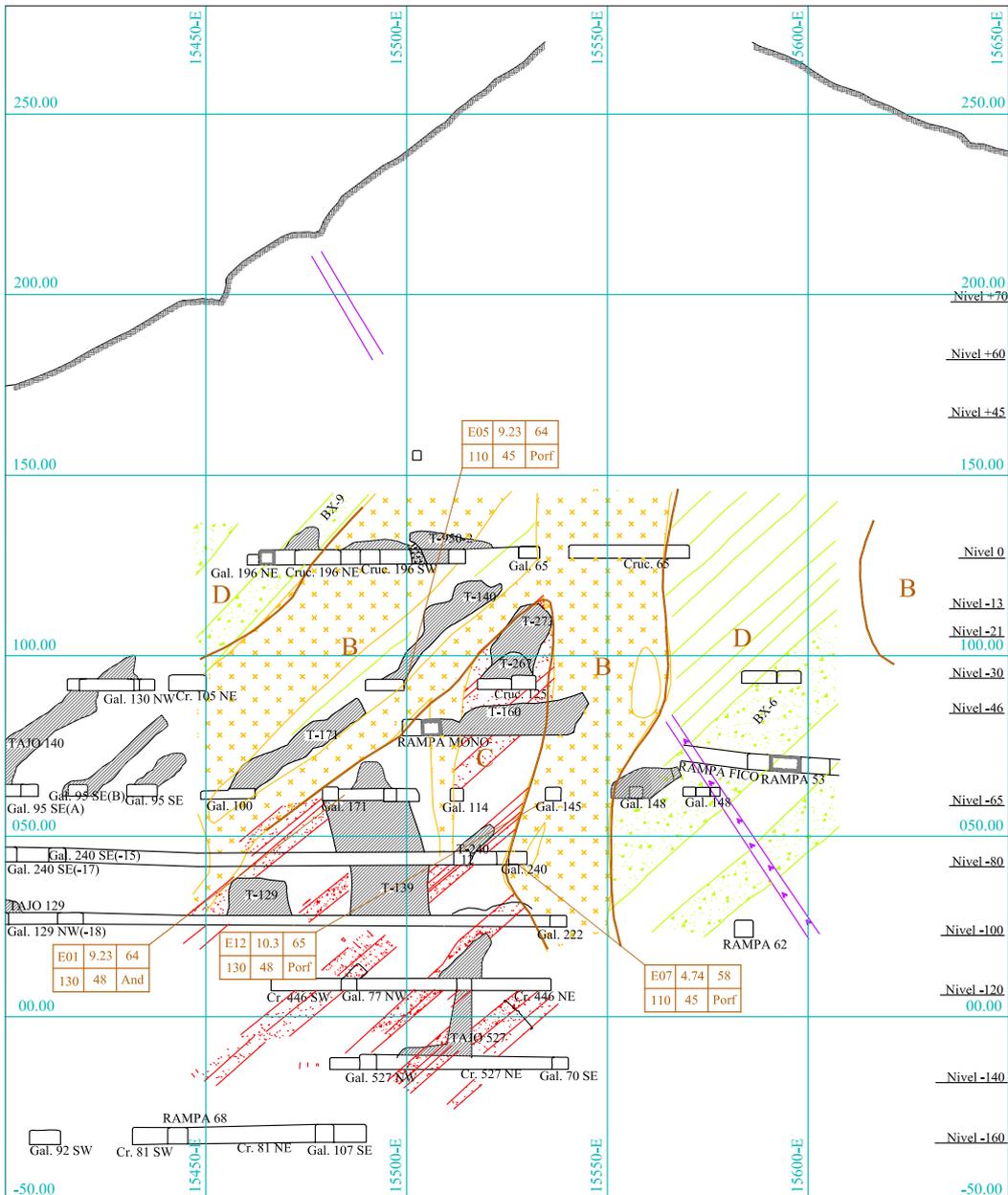
CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 SECCIÓN TRANSVERSAL 10
 ZONA INTERMEDIO

ESCALA: 1/2000 FECHA : AGO. 07

CONDESTABLE 2

SECCIÓN TRANSVERSAL 10

Lámina: 45

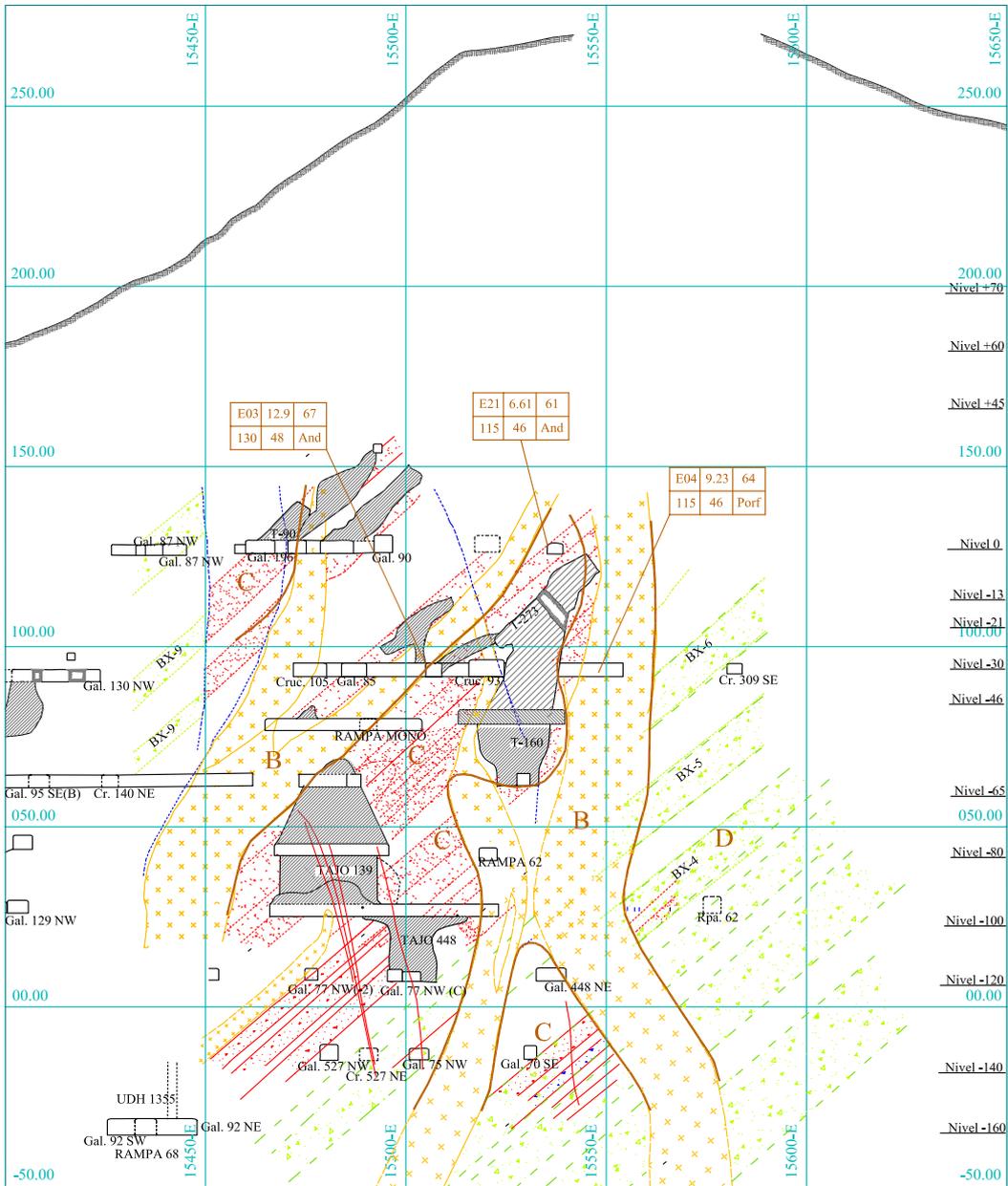


LEYENDA

- Porfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Limite dominio estructural
- Diaclase 55°
- Brecha
- Dique dolerítico
- Veta
- Dominio Estructural
- Falla 55°

N° Estación		Q de Barton		RMR	
102	9.23	64			
115	46	And			
Resistencia	Rebote	Litología			
Compresiva (MPa)	Marillo Schmidt	And = Lava andesítica			
		Porf = Porfido dac. and.			
		Tuf = Tufo			
		Bx = Brecha			
		Mi = Mineral			

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica	CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.	CONDESTABLE 2
	SECCIÓN TRANSVERSAL 12	SECCIÓN TRANSVERSAL 12
TESIS DE MAESTRÍA	ZONA INTERMEDIO	
ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS	ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07	Lámina: 47



LEYENDA

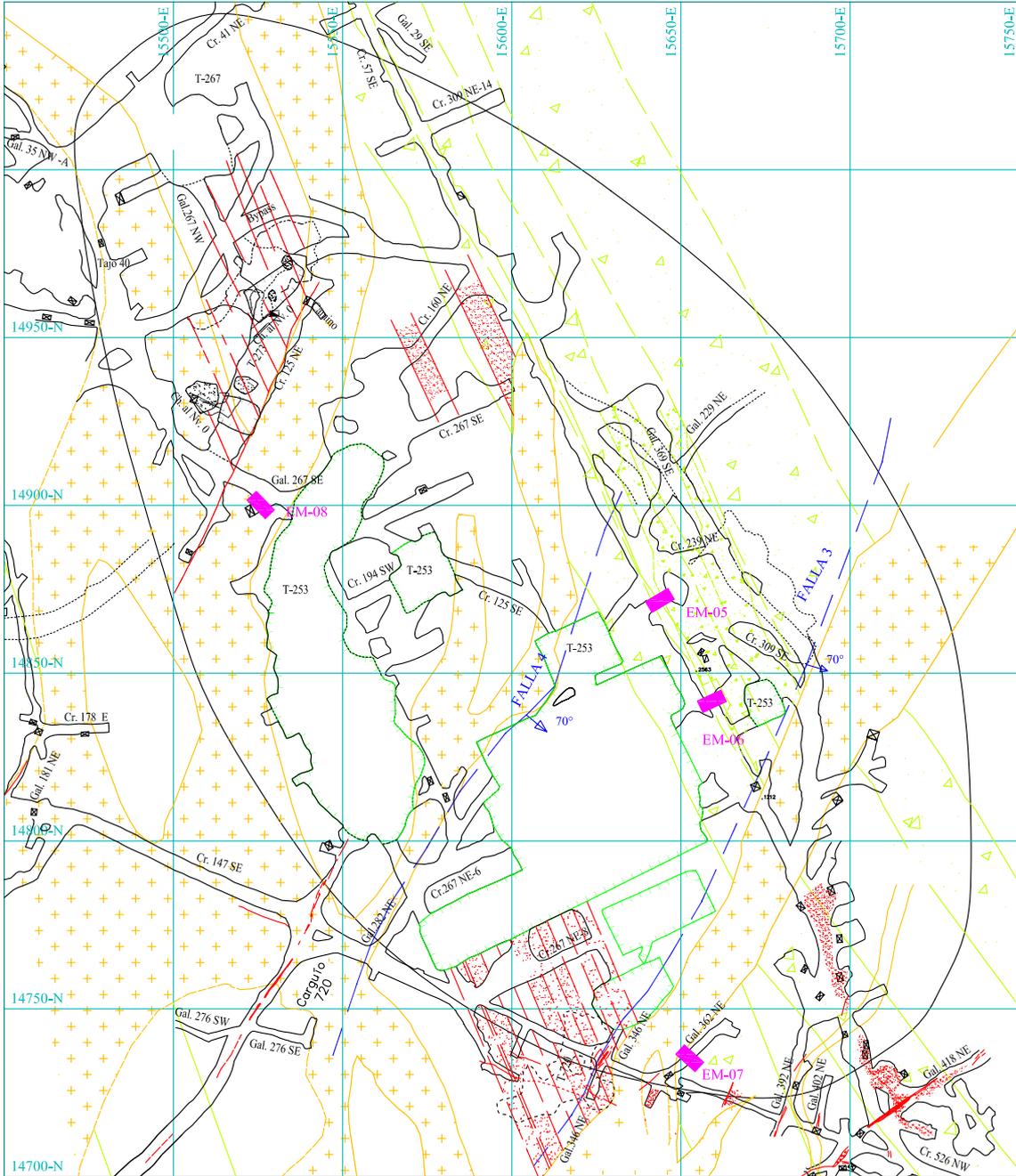
- Porfido
- Lava andesítica
- Mineral
- Límite dominio estructural
- 55° Diaclasa
- Brecha
- Diique dolerítico
- Veta
- A Dominio Estructural
- 55° Falla

Q de Barton			RMR	Litología
Nº Estación	02	9.23		
	115	46	And	And = Lava andesítica
Resistencia Compresiva (MPa)	Rebote	Martillo Schmidt		Porf = Porfido dac. and. Tuf = Tuf Bx = Brecha Mi = Mineral

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
SECCIÓN TRANSVERSAL 13
 ZONA INTERMEDIO
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 SECCIÓN TRANSVERSAL 13
Lámina: 48



LEYENDA

-  Pórfido
-  Brecha
-  Lava andesítica
-  Dique dolerítico
-  Manto mineralizado
-  Veta
-  Estación de monitoreo


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minera y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
ESTACIONES DE MONITOREO
NIVEL -30
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : -30
Lámina: 50



LEYENDA

-  Pórfido
-  Brecha
-  Lava andesítica
-  Dique dolerítico
-  Manto mineralizado
-  Veta
-  Estación de monitoreo


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 Facultad de Ingeniería Geológica,
 Minería y Metalúrgica
TESIS DE MAESTRÍA
 ING. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS

CIA. MINERA CONDESTABLE S. A.
 ESTACIONES DE MONITOREO
 NIVEL - 46
 ESCALA: 1/2000 FECHA: AGO. 07

CONDESTABLE 2
 NIVEL : - 46
 Lámina: **51**