

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Trabajo de Suficiencia Profesional

**Estudio geomecánico local de U.M. Cristóbal
minado *over cut and fill* EN EL TJ SP5-2EW
nivel 1320**

Pedro Apaza Quispe

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Trabajo de suficiencia profesional



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

AGRADECIMIENTO

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la universidad Continental por los conocimientos brindados en las aulas.

A la unidad minera San Cristóbal por el apoyo en cuanto a la información solicitada y por su asesoramiento en el trabajo que realice en la compañía.

DEDICATORIA

Dedico este proyecto de investigación a Dios, por ser mi guía espiritual en este largo camino; a mis padres; a mi esposa y a mis hijos que siempre estuvieron conmigo.

ÍNDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO	II
DEDICATORIA	III
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	IV
ÍNDICE DE TABLAS	VII
ÍNDICE DE FIGURAS	VIII
RESUMEN EJECUTIVO	X
INTRODUCCIÓN	XI
CAPÍTULO I ASPECTOS GENERALES DE LA EMPRESA.....	13
1.1. Datos generales de la institución	13
1.2. Actividades principales de la empresa	14
1.2.1. Exploración:.....	15
1.2.2. Explotación:.....	15
1.2.3. Extracción.....	15
1.3. Reseña histórica de la empresa.....	15
1.4. Visión y misión.....	16
1.4.1. Proyectos en etapas tempranas	16
1.4.2. Alianzas estratégicas.....	16
1.5. Modelo de negocio	17
1.6. Descripción del área donde realiza sus actividades profesionales.....	17
1.6.1. Minado.....	17
1.6.2. Métodos de explotación.....	17
1.7. Descripción del cargo y de las responsabilidades del bachiller en la empresa	18
1.7.1. Cargo desempeñado	18
1.7.2. Funciones desarrolladas en el cargo	18
CAPÍTULO II ASPECTOS GENERALES DE LAS ACT. PROFESIONALES....	19
2.1. Diagnóstico situacional	19
2.1.1. Análisis FODA de unidad minera San Cristóbal Volcán.....	19
2.2. Identificación de oportunidad o necesidad en el área de actividad profesional.....	20
2.3. Objetivos de la actividad profesional.....	21
2.4. Justificación de la actividad profesional	21

2.5. Resultados esperados	21
CAPÍTULO III PLANEAMIENTO Y OPERACIONES DE MINA	22
3.1 Manejo y procesamiento de la información	22
3.1.1 Levantamiento topográfico	22
3.1.2 Muestreo por canales	22
3.1.3 Proyectos y planes de producción	23
3.1.4 Reportes de la mina	23
3.2 Planeamiento de minado.....	24
3.2.1 LOM (life of mine).....	24
3.2.2 Presupuesto anual (plan_cero)	25
3.2.3 Plan mensual (plan flexible)	25
3.2.4 Planeamiento de servicios.....	26
3.3.1 Métodos de explotación	27
3.3.2. Perforación.....	30
3.4. Servicios auxiliares	34
3.4.1 Transporte de mineral	34
3.4.2 Ventilación	34
3.5 Análisis de la operación	35
3.6. Ventajas y desventajas	36
3.6.1 Ventajas	36
3.6.2 Desventajas	36
3.7. Costos e índices de minado	36
3.7.1 Costos de minado	36
3.7.2 Ratios e índices de minado (KPI)	38
3.8 Oportunidades de mejora	39
CAPÍTULO IV APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SLV	40
4.1 importancia y alcances.....	40
4.2 Estudio geomecánico de la veta Nicole	41
4.2.1 Geología de la veta Mary y su entorno físico.....	42
4.3 Modelo geomecánico	44
4.3.1 Zona de estudio	44
4.3.2. Caracterización de masa rocosa.....	45
4.3.3. Aspectos litológicos	47
4.3.4. Distribución de las discontinuidades	48

4.4. Aspectos estructurales.....	52
4.5. Clasificación geomecánica de la masa rocosa.....	53
4.6. Geomecánica de la masa rocosa.....	56
4.7. Resistencia de la roca intacta	61
4.8. Aberturas máximas de excavaciones.....	62
4.8.1. Excavaciones permanentes	62
4.9. Excavaciones permanentes	63
4.10. Tajeos.....	63
4.11. Estimación del sostenimiento	64
4.12. Modelos para el método de “ <i>bench and fill</i> ”-b&f.....	64
4.12.1 Veta Mary.....	64
4.12.2 Veta Maria Luisa	67
4.13. Modelos para el método de <i>cut and fill</i> – c&f.....	68
4.13.1 Manto principal.....	68
4.14. Modelos para el método de <i>drift and fill</i> – d&f	69
4.14.1Cuerpo Huaripampa	69
CAPÍTULO V VALIDACIÓN DEL MÉTODO PROPUESTO.....	72
5.1. Requerimiento de la operación.....	72
5.1.1 Visión.....	72
5.1.2 Misión	72
5.1.3 Plan estratégico	72
5.2 Análisis comparativo	73
5.2.2 Factores de producción.....	73
5.3Costos de minado	74
5.4 Análisis económico	75
5.5 Productividad.....	76
5.6 Seguridad	77
5.7 Planeamiento de minado.....	77
5.8 Resumen comparativo	78
CAPÍTULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	79
6.1. Conclusiones	79
6.2. Recomendaciones	82
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	86

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Costos de minado	37
Tabla 2. Ratios.....	38
Tabla 3. Distribución de estaciones geomecánicas	45
Tabla 4. Resumen logueo geotécnico de sondajes diamantinos	46
Tabla 5. Moda de las características de las discontinuidades por estructura ..	53
Tabla 6. Criterio para la clasificación de la masa rocosa	53
Tabla 7. Orientación de las secciones empleadas por estructura.....	54
Tabla 8. Descripción de muestras y ensayos realizados	61
Tabla 9. Resumen resultados de laboratorio	61
Tabla 10. Aberturas máximas de las excavaciones permanentes	62
Tabla 11. Aberturas máximas de las excavaciones temporales	63
Tabla 12. Sostenimiento para labores de avance permanentes	64
Tabla 13. Minado por taladros largos y breasting	73
Tabla 14. Costos de minado	74
Tabla 15. Costos de minado	75
Tabla 16. Análisis económico.....	75
Tabla 17. Productividad	76
Tabla 18. Resumen comparativo.....	78

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la Mina San Cristóbal.....	14
Figura 2. Demanda por metro cuadrado-reporte	24
Figura 3. Presupuesto del método Bench and Fill	25
Figura 4. Planeamiento	26
Figura 5. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado de veta	27
Figura 6 : Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado	28
Figura 7. Ejemplo de los valores de desplazamientos totales alrededor de los tajeos en la veta Mary	29
Figura 8. Simulación del minado en la veta María Luisa	29
Figura 9. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF)	30
Figura 10. Esquema de minado del Over Cut and Fill – Breasting	30
Figura 11. Medidas del Scoop de 6 yd ³	32
Figura 12. Esquema de minado de Bench and Fill	33
Figura 13. Echadero de desmonte	35
Figura 14. Esquemas de secuencias de minado en la veta Mary debajo del subnivel SN 763.....	35
Figura 15 : Método de minado subterráneo en orden de costos.....	37
Figura 16. Ubicación de estructuras de estudio.....	44
Figura 17. Características principales de las estructuras de estudio	45
Figura 18. Ubicación de las estaciones geomecánicas, vista en planta	46
Figura 19. Distribución de sondajes en planta.....	47
Figura 20. Características litológicas de las estructuras en sección transversal.....	48
Figura 21. Sistemas de discontinuidades estructurales	49
Figura 22. Estereograma de contornos Compósito – veta María Luisa	50
Figura 23. Estereograma de planos mayores Compósito – veta María Luisa	50
Figura 24. Diagrama de roseta Compósito – veta María Luisa.....	50

Figura 25. Gráfico de barras, características de las discontinuidades por estructura	53
Figura 26. Distribución de secciones en la zona en estudio	54
Figura 27. Clasificación RMR en secciones transversales por estructura.....	55
Figura 28. Zonificación geomecánica en planta (cuerpo Galáctico).....	57
Figura 29. Zonificación RMR en las secciones ST-02 y ST-03 (manto Principal Techo)	57
Figura 30. Zonificación RMR en las secciones ST-04 a ST-09.....	58
Figura 31. Zonificación RMR en las secciones ST-10 a ST-13.....	59
Figura 32. Guía para la estimación del tiempo de autosostenimiento.....	63
Figura 33. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado de veta Mary	65
Figura 34. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF)	66
Figura 35. Ejemplo de los valores de desplazamientos totales alrededor de los tajeos en la veta Mary	67
Figura 36. Simulación del minado en la veta María Luisa	67
Figura 37. Simulación del minado en el manto Principal	68
Figura 38. Distribución de factores de resistencia para el minado en rocas DE-IVA y DE-IVB	69
Figura 39. Simulación del minado en el cuerpo Huaripampa.....	70
Figura 40. Resultados de las curvas de diagramas de empuje vs momento y corte	71

RESUMEN EJECUTIVO

Volcán Compañía Minera S. A. A. (VOLCAN) encargó a la contrata DCR Ingenieros S. R., supervisado por el señor Pedro Apaza, la evaluación geomecánica denominada “Actualización del estudio geomecánico para el minado subterráneo de mina San Cristóbal”, la misma que tiene por objetivo realizar la evaluación geomecánica de la masa rocosa asociada a las distintas estructuras mineralizadas de la mina, con la finalidad de buscar las mejores alternativas de minado y posteriormente dimensionar los componentes estructurales asociados a la explotación en cada una de ellas, de tal manera que se pueda contribuir a la selección del o de los métodos de minado más seguros y eficientes.

Para el caso de las labores en intersecciones, se han realizado modelamientos numéricos en 3D utilizando el programa FLAC 3D, con la finalidad de tener una mejor representación espacial de los análisis en dichas excavaciones. Los análisis fueron realizados para los distintos tipos de calidad de masa rocosa. Por otro lado, también se ha realizado un modelamiento numérico sobre dos propuestas de secuencia de minado en la veta Mary, siendo la propuesta 1 dejar un pilar puente debajo del SN 761 que representa el minado de dos tajeos debajo del pilar puente existente encima del SN 763; y la segunda propuesta, dejar el pilar puente encima del SN 761 que representa realizar el minado de un solo tajeo debajo del pilar puente existente encima del SN 763. De ambas propuestas, se concluyó que la propuesta 2 representa mejores condiciones para el minado.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación tiene como motivo la realización de un estudio para asegurar de forma adecuada y segura aplicación del “Estudio geomecánico local de U.M. Cristóbal Minado Over Cut And Fill En El Tj Sp5-2ew Nivel 1320”

Utilizando toda la información desarrollada en este estudio, no queda más que confirmar que los métodos que actualmente vienen desarrollándose en la mina son los que mejor se ajustan para la explotación de las estructuras mineralizadas en evaluación, no habiendo mayores variantes de posibilidades por la calidad del macizo rocoso en cada uno de ellas. Los métodos de minado subterráneos utilizados son los siguientes:

- ✓ “Corte y relleno” (Cut & fill – C&F) ascendente modalidad “breasting”.
- ✓ “Banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F).
- ✓ “Galerías y relleno” (Drif & Fill – D&F)

El método de “corte y relleno” se aplica en las vetas de calidad Mala debido a que no se puede realizar tajeos de mucha altura. El método de minado por “banqueo y relleno”, puede ser efectuado en las vetas de calidad Regular hacia superior, como es el caso de las vetas Mary y María Luisa. Finalmente, el método “Galerías y relleno” es aplicable en los mantos o cuerpos de calidad Mala donde hay la necesidad de realizar el minado al costado de un tajeo ya minado. Cabe mencionar que cada uno de estos métodos de minado han sido verificados y dimensionados geomecánicamente, luego del cual se han establecido los parámetros de diseño, los mismos que deben ser tomados en cuenta por los ingenieros de planeamiento y diseño de la unidad minera San Cristóbal para reformular diseños del minado de ser el caso.

El presente informe final se divide en seis capítulos
En el capítulo I, se presenta los aspectos generales de la compañía minera San Cristóbal mencionando sus datos generales, sus actividades principales, una reseña histórica, su organigrama institucional, la visión y misión, las bases

legales, descripción del área donde se realizaron las actividades profesionales y la descripción del cargo.

En el capítulo II, se presentan los aspectos generales de las actividades profesionales realizada en la compañía minera San Cristóbal, los antecedentes y el diagnóstico situacional de las operaciones mineras identificando las oportunidades y necesidades, los objetivos y justificación de la actividad profesional y los resultados esperados.

En el capítulo III, se presenta el marco conceptual referido al planeamiento y operaciones de la mina, basándose en uso de los conceptos basados en actividades.

En el capítulo IV, se describe las actividades profesionales realizadas dentro de la compañía minera San Cristóbal utilizando el método de minado SLV, describiéndolas y analizando los alcances de su ejecución.

En el capítulo V, se presenta los resultados obtenidos del trabajo profesional en la compañía minera San Cristóbal, verificando la validación del método propuesto.

En el capítulo VI, finalmente se presenta las conclusiones y recomendaciones finales.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA EMPRESA

1.1. Datos generales de la institución

Actualmente, en mina San Cristóbal de Volcán Compañía Minera S.A.A. (VOLCAN) se viene explotando estructuras mineralizadas por debajo de los 800 m de encampane, y se vienen registrando eventos sísmicos en los niveles de mayor concentración de esfuerzos en la explotación.

Tabla 1. Datos generales de la institución

Nombre de la empresa	Compañía Minera Volcán - Unidad Minera San Cristóbal.
R.U.C.	20546201440
Tipo de empresa	Sociedad Anónima Cerrada
Oficina central	Av. Gregorio Escobedo 710 Jesús María - Lima
Ubicación Unidad Minera	Yauli– Junín
Gerente de Operaciones	James Atalaya
Actividad Económica	Exploración, explotación de denuncios mineros y la extracción, concentración, tratamiento y comercialización de minerales polimetálicos.
Teléfono	+511 261 9716

La mina San Cristóbal, políticamente, está ubicada en el distrito y provincia de Yauli, región Junín. Tiene las siguientes coordenadas UTM (WGS84-18S): 8704006 N – 382850 E y una altitud entre 4,300 y 5,000 m s. n. m.

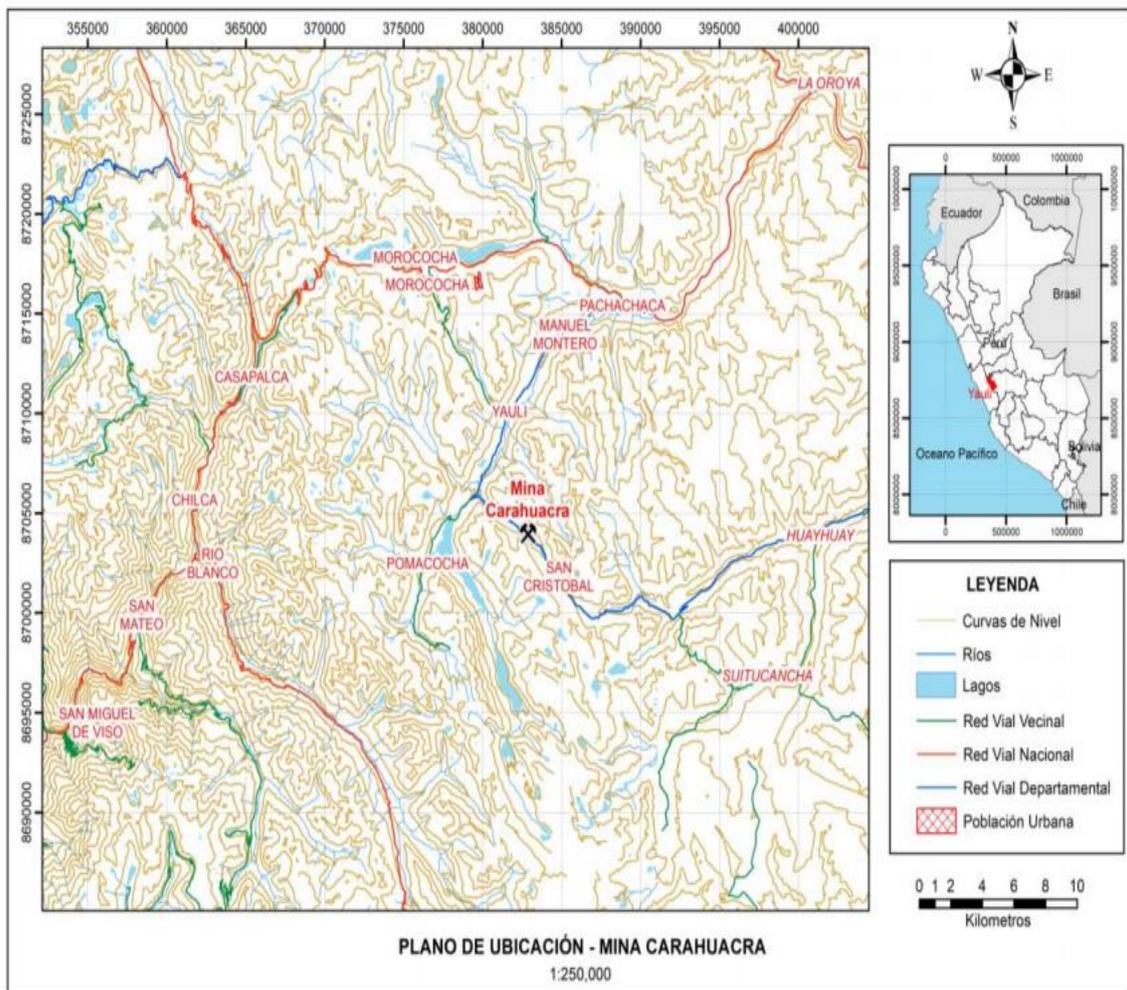


Figura 1. Ubicación de la Mina San Cristóbal

El acceso es por la carretera Central, desde la ciudad de Lima hasta el km 155 cerca de la localidad de Pachachaca, donde existe un desvío de carretera pavimentada para llegar a la ciudad de Yauli, ubicada a 12 km del desvío. La mina San Cristóbal dista 10 km de la ciudad de Yauli, a la que se accede través de una carretera afirmada; además, el ferrocarril Central tiene una estación en el poblado de Yauli.

1.2. Actividades principales de la empresa

El método principal de minado en la mina San Cristóbal se ha determinado por la estimación de las reservas, siendo el método *sublevel stopping*, con una

participación del 56 % del total de mineral, mientras que el método *over cut and fill* (OCF), ocupa el 32 % y el método de cámaras y pilares (OCFP) el 12 %.

Actualmente, la planta de San Cristóbal produce el mayor concentrado *bulk* de plata/oro por flotación, siendo sus actividades principales las siguientes:

1.2.1. Exploración:

El programa de exploración de emplazamientos mineros y *brownfields* se centra en las minas actuales de la compañía y en sus alrededores y tiene como objetivo optimizar los activos principales al incrementar la vida útil de mina y al mejorar la calidad de sus recursos. Los trabajos de exploración se concentran en la definición de nuevas estructuras de alta ley y en la incorporación de recursos de gran calidad. Asimismo, invierte en proyectos avanzados que se encuentran en los grupos de yacimientos existentes de la compañía, alrededor de estos o en nuevos distritos que propician la actividad minera.

1.2.2. Explotación:

Actividad en la que se extraen los minerales contenidos en un yacimiento. En nuestro caso es de minería subterránea, siendo estos la perforación y voladura.

1.2.3. Extracción

Posterior a la voladura el material desmonte o mineral necesita ser extraído de la mina hacia la superficie a esto se le denomina acarreo y transporte en el caso del proyecto San Cristóbal se realiza mediante equipos como *Scoop*, *Damper* y volquetes.

1.3. Reseña histórica de la empresa

Volcán Compañía Minera es uno de los mayores productores mundiales de zinc, plomo y plata. La compañía es considerada uno de los productores de más bajo costo en la industria debido a la calidad de sus depósitos de mineral. Volcán inició sus operaciones en 1943 en las alturas del abra de Ticlio. Todas sus operaciones están ubicadas en la sierra central de Perú. El inicio de la historia de Volcán se remonta al año 1943, en las alturas del abra de Ticlio, donde se

iniciaron las primeras labores mineras que a la fecha, después de más de medio siglo de aporte para la minería, siguen en franco crecimiento operativo. La mina Ticlio estuvo conformada por un grupo de 30 concesiones mineras que fueron otorgadas por el estado peruano para que las trabaje su titular, Volcán Mines Co. En 1944 Volcán inició la producción de la mina Ticlio y el mineral fue vendido a la concentradora Mahr Túnel, en ese entonces de Cerro de Pasco Copper Corporation.

1.4. Visión y misión

- Misión

Somos un grupo minero de origen peruano que persigue la maximización de valor a sus accionistas, a través de la excelencia operativa y de los más altos estándares de seguridad y manejo ambiental, contribuyendo al desarrollo de su personal y de su entorno.

- Visión

Al 2021, ser una de las principales empresas mineras diversificadas en metales base, preciosos, y líder en crecimiento y excelencia operativa, actuando con responsabilidad social y con un equipo humano comprometido y altamente calificado

1.4.1. Proyectos en etapas tempranas

- ✓ Optimizar nuestros proyectos en etapa temprana
- ✓ Más perforaciones
- ✓ Avanzar en el depósito de biolantánidos

1.4.2. Alianzas estratégicas

- ✓ Progreso de las opciones actuales a la etapa de decisión
- ✓ Se están considerando otras opciones / JV en América
- ✓ También se evalúan adquisiciones más grandes
- ✓ Avanzando hacia la viabilidad definitiva en biolantánidos

1.5. Modelo de negocio

Centrándose en proporcionar un lugar de trabajo seguro donde nuestros empleados prosperen, gestionando nuestro impacto ambiental y buscando generar un impacto positivo en la comunidad. Contamos con una especial experiencia en la extracción de vetas epitermales en condiciones geológicas complejas en las Américas.

Profunda experiencia en gestión de minas, desarrollo de proyectos, identificación de futuras oportunidades de crecimiento y prácticas ambientales y sociales. Mantenemos un balance sólido y desplegamos capital de manera disciplinada, respaldados por nuestras afianzadas relaciones financieras.

Controles y procesos para proteger y mejorar las partes interesadas y mejorar los intereses de los stakeholders. Desarrollando constantemente mejores prácticas a través de la adopción de nuevas tecnologías.

1.6. Descripción del área donde realiza sus actividades profesionales

1.6.1. Minado

La mina Volcán está conformada por sistemas de vetas donde los yacimientos de vetas epitermales son de sulfuración intermedia con presencia predominante de plata y cantidades variables de oro y metales comunes. Las principales vetas en San Cristóbal son Mariana NE, Blanca, Amparo, Ramal Leslie, Alexia, Nicole y Marion. Las vetas conocidas en San Cristóbal abarcan más de 29 kilómetros. Las vetas son explotadas mediante métodos convencionales y mecanizados (sobre ruedas) de corte y relleno, de frente escalonado o de minado ascendente, utilizando soporte de madera.

1.6.2. Métodos de explotación

- Método de minado de corte y relleno ascendente; es el método de corte y relleno ascendente en que el mineral es explotado por cortes horizontales (con cara libre hacia abajo o *Breasting*), cortes horizontales en paneles (con cara libre hacia abajo o *Breasting*) y verticales (en realce) empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando desde el fondo hacia afuera.

- Banqueo y relleno con taladros largos (*Bench and Fill – B&F*) para las vetas Mary y ML (María Luisa).
- Galerías y relleno o corte y relleno ascendente por paneles (*Drift and Fill – D&F*), el cual se emplea en el cuerpo Huaripampa y cuerpo Galáctico.

1.6.3. Sostenimiento

El sostenimiento empleado en estas labores es: *shotcrete* con fibra sintética con espesor de 2 – 3 pulgadas y pernos *swellex* de 7 pies de largo colocados de forma sistemática a lo largo de cada subnivel u otra labor de preparación, ocasionalmente utilizan malla como refuerzo para mejorar la resistencia del *shotcrete* esto en zonas alteradas por la presencia de agua u otras anomalías litológicas.

1.7. Descripción del cargo y de las responsabilidades del bachiller en la empresa

1.7.1. Cargo desempeñado

- ✓ Técnico supervisor mina

1.7.2. Funciones desarrolladas en el cargo

- ✓ Supervisar la ejecución de los planes de minado
- ✓ Coordinar con el supervisor y los operadores los trabajos diarios.
- ✓ Acatar las políticas de la corporación y las responsabilidades adquiridas en relación a la prevención de riesgos y seguridad y a la gestión ambiental.
- ✓ Buscar soluciones a problemas típicos de la actividad.
- ✓ Presentar los reportes de seguridad y operacional del control de actividades.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DE LAS ACTIVIDADES PROFESIONALES

2.1. Diagnóstico situacional

Al asumir el cargo de supervisor de operaciones como parte del trabajo se realizó el análisis FODA, la descripción y principales problemas observados en la operación unitaria de perforación y voladura siendo los siguientes:

2.1.1. Análisis FODA de operaciones mineras en unidad minera San Cristóbal Volcán

- **Fortalezas**

- ✓ Selectividad y mejor control de leyes
- ✓ Facilidad para el relleno
- ✓ Mayor productividad
- ✓ Mantenimiento mecánico diario
- ✓ Operaciones unitarias independientes

- **Oportunidades**

- ✓ Apoyo integral de todos los departamentos de trabajo
- ✓ Se conoce mejor lo que se va a minar
- ✓ Se pueden reducir los costos
- ✓ Se cuenta con especialistas de procesos

- **Debilidades**

- ✓ Método nuevo en nuestra compañía
- ✓ Geología del yacimiento caprichosa
- ✓ Cambio de orden frecuentes
- ✓ No hay equipo de reserva

- **Amenazas**

- ✓ Riesgo de inversión relativamente elevado
- ✓ Dilución de mineral
- ✓ Costo de materiales elevados
- ✓ Falta de control

2.2. Identificación de oportunidad o necesidad en el área de actividad profesional

En todas las operaciones mineras complejas se debe considerar todos y cada uno de los factores que componen el funcionamiento adecuado de producción con la finalidad de lograr mejorar los rendimientos de trabajo.

El cargo de supervisor de operaciones tiene como funciones la de controlar y planificar las operaciones de la unidad minera, con el objetivo de asegurar el cumplimiento de todas las metas de producción, seguridad, costos y demás determinados por la empresa.

Identificadas las fortalezas y debilidades de las operaciones mineras en la unidad minera Volcán y tomando en cuenta como política de la empresa la mejora continua, permitiéndonos el desarrollo mediante el cargo de supervisor de operaciones de los trabajos de interior mina, se analiza y sugiere las acciones correctivas de los procesos críticos en la perforación y voladura a gerencia mina, identificándose así que el reporte es de vital importancia para el control de trabajos diarios

2.3. Objetivos de la actividad profesional

- ✓ Optimizar y controlar el proceso unitario de perforación y voladura con el objetivo de reducir los costos operativos incrementando la producción.
- ✓ Motivar y capacitar al personal con liderazgo y en el trabajo en equipo.
- ✓ Aumentar los rendimientos de los procesos en el ciclo de minado.
- ✓ Implementar las bases de datos y relleno diario de los trabajos realizados en las operaciones mineras y costos.
- ✓ Perfeccionar los procesos de gestión de maquinaria y equipo.

2.4. Justificación de la actividad profesional

La justificación de la actividad profesional se plantea como respuesta a las necesidades observadas en el análisis de los procesos de perforación y voladura el cual requiere un modelo de gestión de mediante el uso de indicadores claves cuyos conceptos están basados en actividades para visualizar los flujos de las operaciones e identificar las mayores dificultades del proceso de aplicación del método de taladros largos paralelos, definir los insumos más importantes en el proceso y proceder a determinar los cambios respectivos para optimizar el desempeño de las actividades que se ejecutan en interior mina todo esto motivara la mejora continua en los nuevos tajos de la unidad minera San Cristobal.

2.5. Resultados esperados

1. Implementación del método de taladros largos paralelos en la veta Mary.
2. Optimización al mayor porcentaje posible del proceso de perforación y voladura que se realizan en interior mina.
3. Sensibilizar a los operadores encargados de la perforación y voladura en iniciativas que aseguren una mejora continua y la mejora de productividad y calidad
4. Estandarización de los reportes de trabajo diarios.

CAPÍTULO III

PLANEAMIENTO Y OPERACIONES DE MINA

3.1 Manejo y procesamiento de la información

En San Cristóbal (Volcán), la información resultada de los trabajos de las áreas que prestan servicio a la operación tiene un tratamiento especial a modo de bases de datos gráfica y numérica. Son fuente de reportes *online* que nos permite tener en tiempo real las proyecciones y análisis de resultados como herramienta estratégica en la toma de decisiones.

3.1.1 Levantamiento topográfico

En San Cristóbal (Volcán), se cuenta con un sistema integrado de información denominado “GEM” que compila toda la información proveniente del levantamiento topográfico de canales de muestreo, tajos en explotación con secciones sistemáticas, avances lineales con detalles en sección. Todo se archiva procesando la Data GSI para convertirla en archivos CSV.

3.1.2 Muestreo por canales

Como una aplicación interna del Sistema GEM, existe una interface de enlace directo entre Geología y Laboratorio Químico que reportan y gestionan los resultados de las leyes de las diferentes muestras que diariamente se envían al Laboratorio. Los reportes duran entre 12 y 24 horas dependiendo de la prioridad que Geología asigna a cada una de ellas, ensayándolas por Ag, Pb, Zn.

3.1.3 Proyectos y planes de producción

Todos los planes de producción anual y mensual revisados y aprobados se envían a todas las superintendencias y jefaturas operativas, y con el apoyo del área de Costos se carga al sistema SAP para la asignación de los centros de costos, diferenciación de inversión y gasto operativo y posterior control de todos los recursos materiales utilizados durante la vigencia del programa.

3.1.4 Reportes de la mina

Para el caso San Cristóbal DCR considera según los reportes y antecedentes que estos eventos podrían alcanzar velocidades de hasta 2 m/s en promedio. Para propósito de la demanda energética en el presente informe se ha considerado una velocidad de 3 m/s, pensando en posibles eventos futuros de mayor magnitud.

La Figura 2 muestra la variación de la demanda de energía en función de la profundidad de falla y de la velocidad de expulsión; además, se muestra la capacidad de absorción de energía de diferentes sistemas de refuerzo para el control de eventos dinámicos.

En la figura se describe la demanda de energía por metro cuadrado, en función de la profundidad de falla. Para el caso de eventos con profundidades de falla de hasta 0.25 m determinados anteriormente, el sostenimiento capaz de mantener Factores de Seguridad FoS de 2, será pernos helicoidales con un sistema de 1.5 m x 1.5 m más la aplicación de malla electrosoldada.

Si este evento se produjera desde la corona, el mismo sistema de refuerzo actuaría con un factor de seguridad FoS de 1.7 aproximadamente.

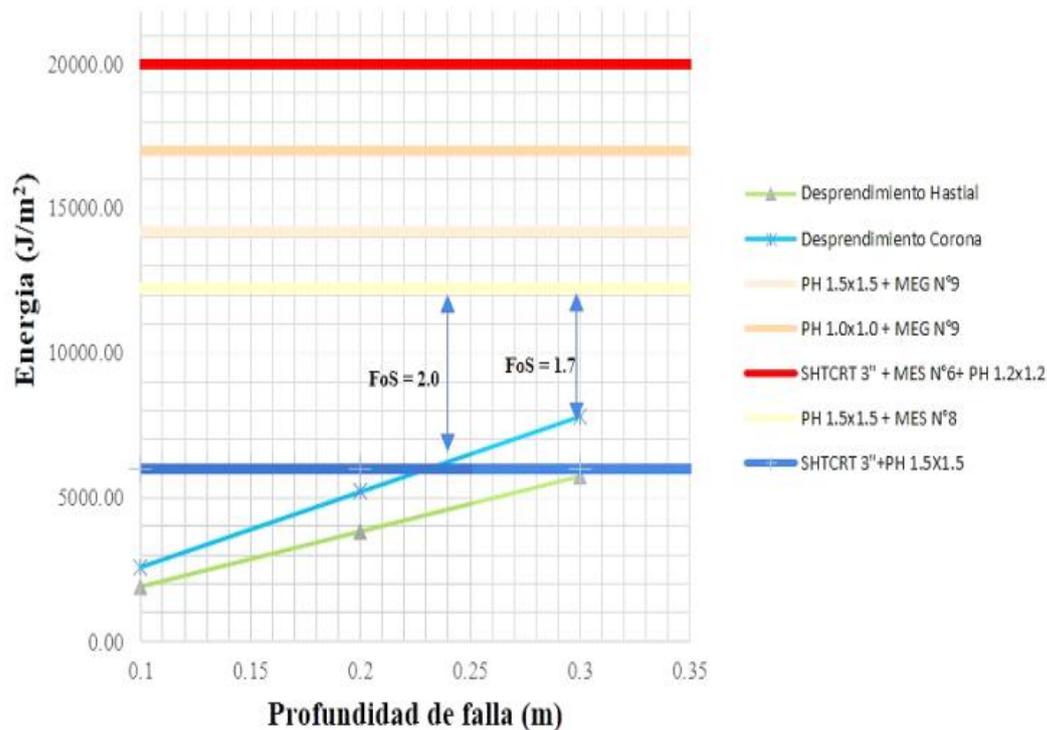


Figura 2. Demanda por metro cuadrado-reporte

3.2 Planeamiento de minado

El plan de minado es perforación, voladura, desate manual o mecánico, ventilación, limpieza, sostenimiento (con cemento lanzado más pernos *Split set/hydrabolt*) y relleno. Según el tipo de variante utilizada, las secciones utilizadas serán de acuerdo al ancho de veta y longitudes del tajo. Los tajos promedios que se maneja son de 200 metros de longitud con dos alas de 100 metros cada una.

3.2.1 LOM (life of mine)

En el proceso de planeamiento y diseño del minado, según los diferentes métodos de minado, la interacción entre el personal de Planeamiento y el personal de Geomecánica debe ser permanente para un apoyo más efectivo de este último en relación a los diseños que proponen los planificadores.

3.2.2 Presupuesto anual (plan_cero)

<u>METODO BENCH AND FILL 51.2 ALTURA+7PUENTE</u>	
Longitud	301.00
Altura Block inclinado	60.80
Altura de Puente	7.00
AV - Ancho de Veta	2.37
AM - Bancos (Promedio)	3.12
AL - Ancho de Labor	2.55
AM - SN (Promedio)	3.50
Densidad Promedio	3.55
Tonelaje SN	38,493
Tonelaje BA	94,967
Tonelaje	133,461
	DIL DISEÑO
	7,852.04
	4%

Figura 3. Presupuesto del método Bench and Fill

3.2.3 Plan mensual (plan flexible)

Este plan se realiza en una reunión los días 15 de cada mes, con la información actualizada que ofrecen las jefaturas de Geología, Mina, Planeamiento, Seguridad y Medio Ambiente, así como las opiniones técnicas de Geomecánica, Modelamiento, Topografía e Infraestructura.

Para el programa de producción se utiliza el modelo geológico de corto plazo, que se va actualizando con los valores de punto al cierre de cada mes. Para ello, se generan los cortes proyectados a minarse en el mes y empleando el programa *Minesight* con la aplicación *Interactive Planner* extraemos las leyes de plata y oro por tajo, para luego consolidar la ley del programa del mes.

Para el programa de Avances nos apoyamos en la base de datos gráfica de la mina, que se maneja a través del programa *ArcView*, actualizamos los levantamientos, y en base a los indicadores de los recursos existentes en la mina y las condiciones de trabajo programamos los metros de avances lineales en desarrollos, infraestructura y preparaciones en función a la operación y a los objetivos anuales. En esta etapa se calcula el aporte de mineral producto del avance de Galerías.

3.2.4 Planeamiento de servicios

Generalmente, desde un punto de vista operativo las excavaciones de accesos y servicios deben estar ubicadas en la caja piso y preferentemente donde la masa rocosa es de mejor calidad, como es el caso de las vetas Mary y María Luisa. En las otras estructuras mineralizadas, la calidad de la caja piso se halla entre Mala A (DE-IVA) y Mala B (DEIVB) y por motivos operativos algunas excavaciones quedarán en dichos dominios (1).

En consecuencia, la conformación de dichas labores tendrá características de permanentes por lo que la necesidad del sostenimiento debe estar orientada en ese fin, teniendo un manejo particular en las labores asociadas a las vetas Mary y María Luisa donde se ha determinado que la roca tiene ciertas características de susceptibilidad a generar estallidos de rocas, por lo cual, más adelante se dan algunas recomendaciones para el manejo de estas situaciones.

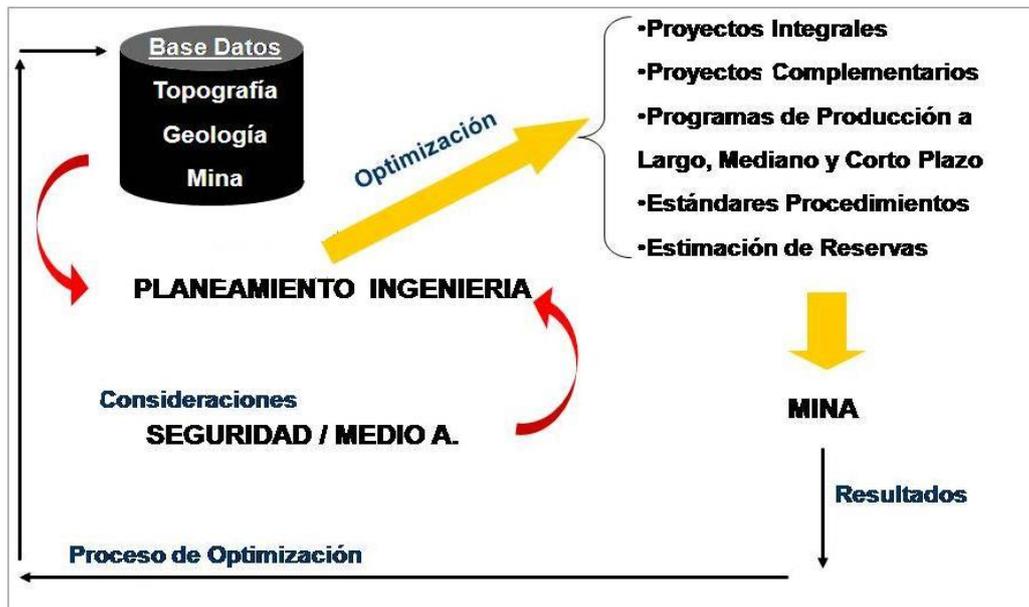


Figura 4. Planeamiento

3.3 Operaciones mina

En los análisis numéricos, para ver la influencia de esfuerzos en los distintos escenarios de operación de la mina se han realizado modelos en 3D utilizando el FLAC 3D y también modelos en 2D utilizando en este caso el Phase2. Actualmente, los métodos de minado que se vienen desarrollando en mina San Cristóbal son el "bench and fill – B&F" para las rocas de mejor calidad, y los

métodos de “*cut and fill – C&F*” y “*drift and fill – D&F*” para las rocas de menor calidad. La orientación de los tajeos en el “*bench and fill – B&F*” y “*cut and fill – C&F*” quedan alineados con el rumbo de las vetas, en cambio en el caso de los cuerpos donde se aplica el “*drift and fill – D&F*”, los tajeos están alineados perpendicularmente al rumbo de los cuerpos. Para todos ellos, la configuración de los métodos permite ser representados transversalmente, que este caso los análisis 2D con el Phase2 mostraría los resultados en la parte central de los distintos métodos empleados.

3.3.1 Métodos de explotación

- **Veta Mary**

El método de *bench and fill* involucra la creación de tajeos grandes y aplicados a los sectores de mejor calidad de masa rocosa. Este hecho puede ser aplicado en las vetas Mary y María Luisa que tiene similitud en la calidad de la roca mineralizada y roca encajonante. Según los resultados de la evaluación de estabilidad de los tajeos mediante el método gráfico de estabilidad, estos han favorecido para la conformación de tajeos de más de 16 m de altura. Para veta Mary, se ha realizado el modelamiento en la sección ST-06 considerando las alturas actuales de tajeos y de 22 m de altura para la profundización.

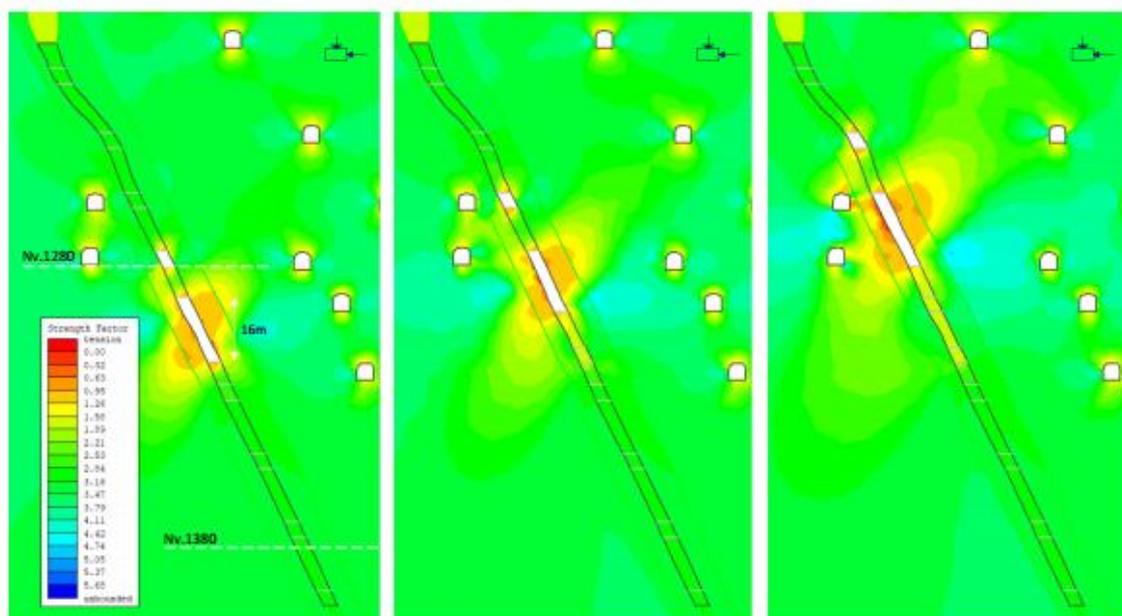


Figura 5. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado de veta

Según lo definido respecto a los valores asumidos de los esfuerzos *in situ*, el esfuerzo horizontal perpendicular a la dirección de la estructura mineralizada constituye el esfuerzo principal mayor, el esfuerzo intermedio es el vertical y el esfuerzo principal menor es horizontal y paralelo a la dirección de la estructura mineralizada.

Los resultados concernientes con los factores de resistencia (SF) muestran valores que se hallan por encima de la unidad y en algunos casos cercanos a 1 lo que refleja que las condiciones de estabilidad serían aceptables para el desarrollo del método de explotación, tal como puede apreciarse en la Figura 5 y 6. La altura vertical de los tajeos en estos casos se halla entre 16 a 21 m. Para la simulación en profundidad debajo de la zona ya explotada, los isocontornos de SF resultan similares a lo descrito en el párrafo anterior. En este caso los tajeos tienen en todos los casos 22 m de altura vertical. En dicho modelo también se puede observar el grado de estabilidad del pilar puente ubicado debajo de la zona minada, el cual presenta condiciones de estabilidad satisfactorias para altura igual o mayor a 6 m.

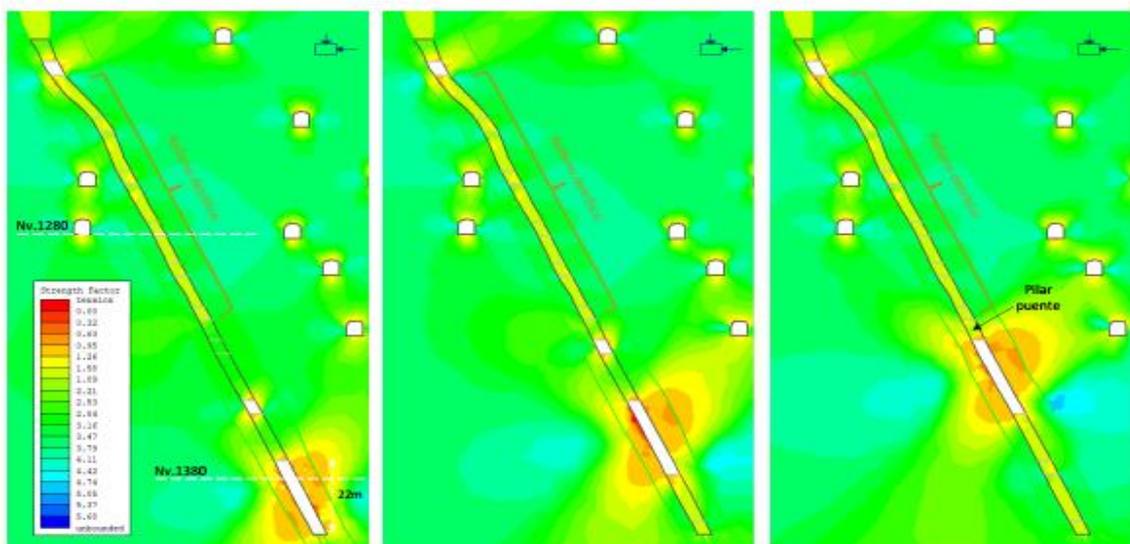


Figura 6 : Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado

Por otro lado, teniendo presente los valores de desplazamientos totales, estos indican que puede existir deformaciones de menos de 5 cm en las cajas lo que representa posibles inestabilidades locales propias del minado pero que son

tolerables manifestándose en una ligera dilución. Debido a que la estabilidad del minado se ve principalmente controlada por la caja techo, el ancho del tajeo no es significativo ya que se trata de anchos en promedio de 4 m, cuya estabilidad de la corona se halla condicionada al sostenimiento previo colocado.

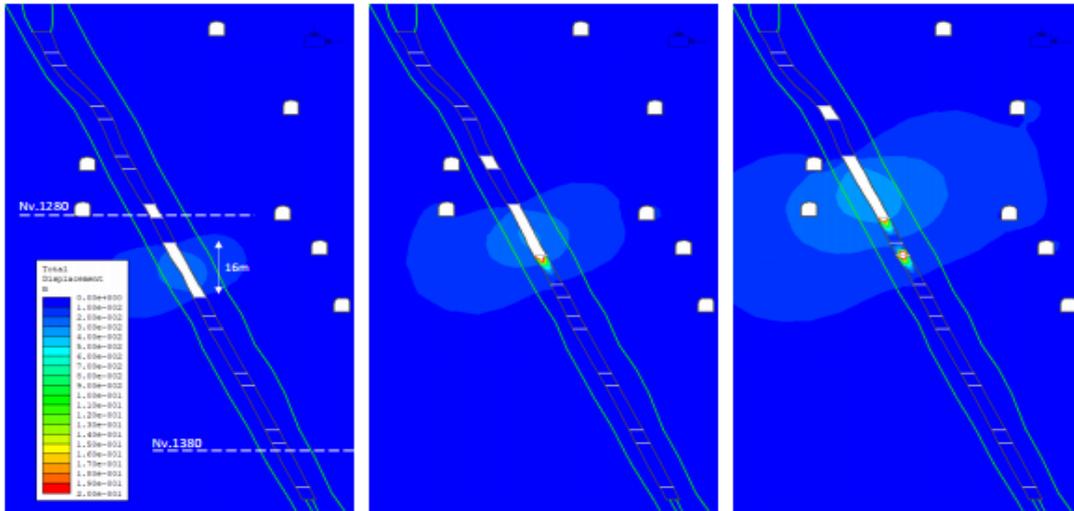


Figura 7. Ejemplo de los valores de desplazamientos totales alrededor de los tajeos en la veta Mary

- **Veta María Luisa**

En la veta María Luisa también es aplicable este método de “*bench and fill*” teniendo en cuenta que las condiciones morfológicas y geomecánicas son similares a la veta Mary. Los subniveles encima del Nv. 1180 ya han sido planificados, en ese sentido se ha verificado la estabilidad de las excavaciones realizando modelamientos con una secuencia de minado similar a lo realizado para la veta Mary. La sección representativa de análisis considerada para la veta María Luisa ha sido la sección ST-10

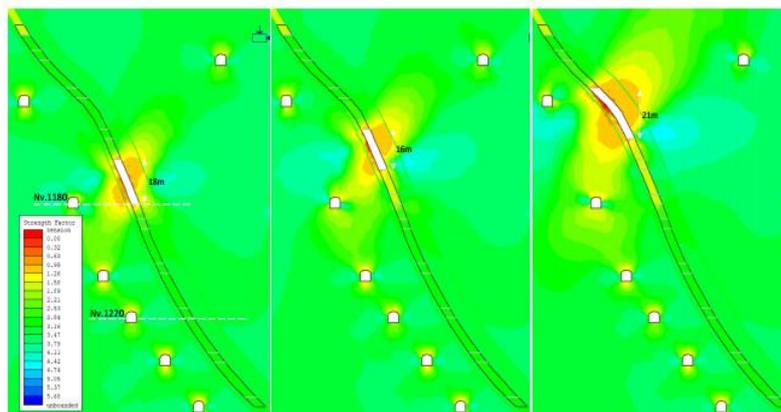


Figura 8. Simulación del minado en la veta María Luisa

En este caso también se aprecia que el pilar puente de 6 m de altura mantiene condiciones satisfactorias de estabilidad teniendo la consideración que el subnivel debajo del pilar puente no debe sobrepasar de 4 m de ancho, asimismo, dicho subnivel debe de tener un sostenimiento particular equivalente a una roca de calidad con rango inferior, que en este caso puede ser considerado como DE-III B.

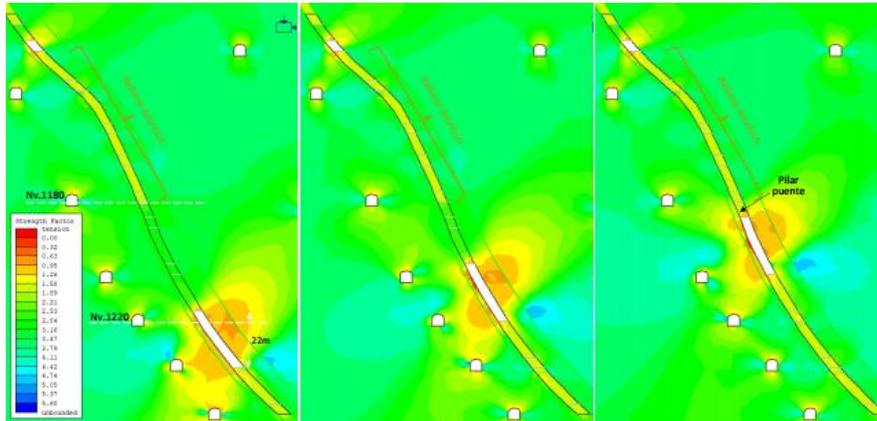


Figura 9. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF)

3.3.2. Perforación

Con objetivo de control de estabilidad en corona, la perforación se realiza de forma horizontal (*breasting*), para el cambio de piso es utilizado relleno detrítico y posterior uniformizado y sellado de cajas mediante relleno hidráulico; para continuar con el minado del siguiente piso se desquinche la corona del acceso (rebatido) e inicia el nuevo corte en ascenso, con anchos de 4 m y una altura de 4 m. (corte efectivo 3.5 m). Este método se emplea en veta de mayor potencia y con terrenos con calidad de Regular a Mala.

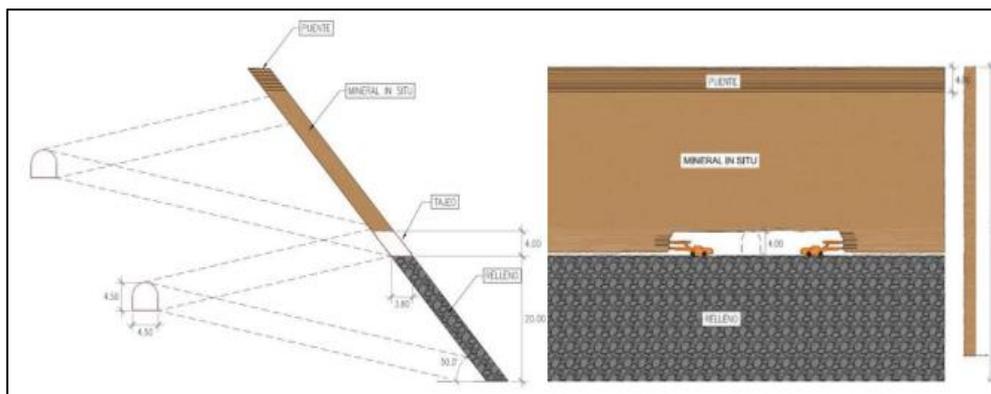


Figura 10. Esquema de minado del Over Cut and Fill – Breasting

3.3.3. Voladura

La voladura para el arranque del mineral se inicia disparando un *slot* de 5 m de largo a todo el ancho de la veta, esto permite crear una cara libre vertical en el banco de mineral, luego se continúa disparando tramos cortos de 5 a 8 m por ciclo dependiendo del ancho de la veta y de la calidad del macizo rocoso encajonante; ocasionalmente se disparan tramos de 10 m de largo si la calidad de la caja techo de la roca encajonante es buena.

Después de la voladura se procede a limpiar el mineral por el subnivel inferior utilizando un *scoop* de 6 yd³ con telemando, cuando la abertura llega a su longitud máxima se procede a realizar el relleno detrítico por el lado opuesto a la zona de minado desde el subnivel superior hasta dejar un espacio suficiente que no complique la continuidad del minado. Las actividades del ciclo de minado son las siguientes: voladura, limpieza, relleno y preparación de la cara libre, hasta concluir el primer banco.

Luego, se continúa con este procedimiento en el siguiente subnivel para explotar el segundo banco y finalmente se llega al tercer subnivel. Concluida la explotación del tercer banco se rellena toda esta labor con relleno detrítico tratando de acumular el material hasta muy cerca del techo para reducir la perturbación del puente de seguridad.

El material para el relleno de las aberturas proviene de los desarrollos en estéril, rampas, cruceros accesos, *bypass* entre otras excavaciones desarrolladas. La recuperación del mineral por este método de minado es del 90 % aproximadamente, quedando alrededor de un 10 % aproximadamente de mineral *in situ* en el puente de seguridad, hasta el momento no se están recuperando puentes. En la voladura se realiza utilizando dinamita, en sus diferentes variedades.

3.3.4. Acarreo y limpieza

La limpieza se realiza generalmente con *scoop* de 4 yd³ o 6 yd³, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros.

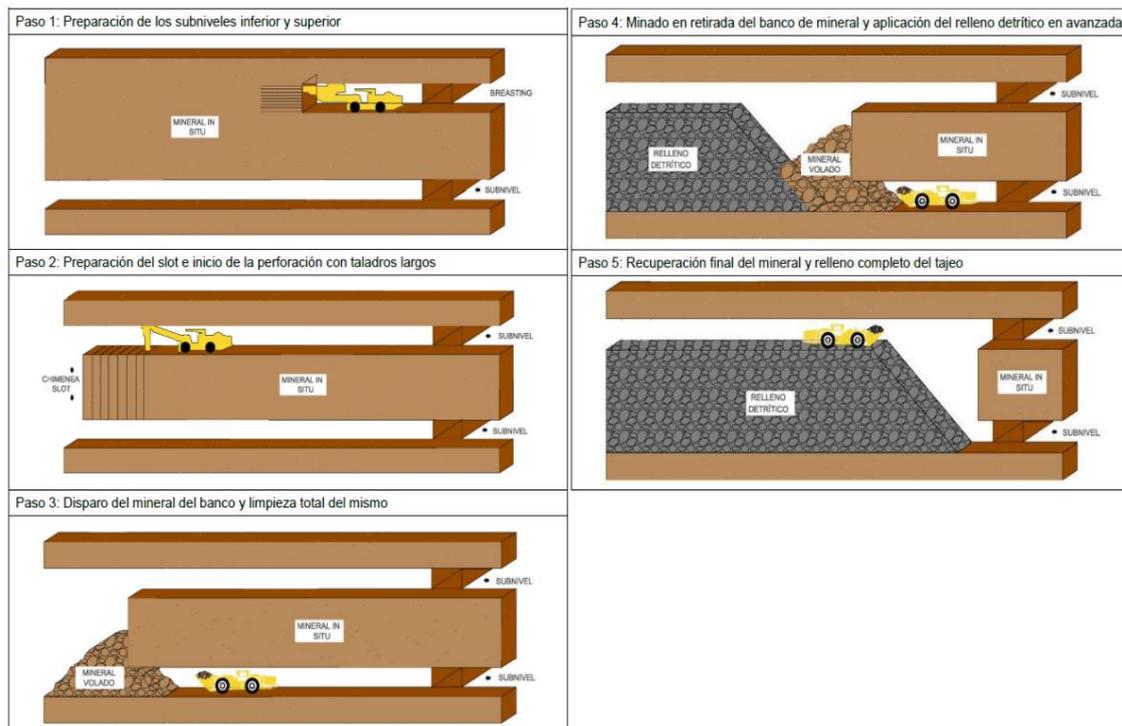


Figura 12. Esquema de minado de Bench and Fill

En el tercer subnivel, donde queda un puente nominal de 4 m respecto al piso del nivel superior, se aplica sostenimiento reforzado de una primera capa de 2 pulgadas de *shotcrete*, malla electrosoldada con pernos *swellex* instalados sistemáticamente, espaciadas a 1.5 m para luego ser recubiertas con una segunda capa de *shotcrete* de 2 pulgadas, esto debido a que es un puente de seguridad que está debajo de relleno detrítico.

Estas estructuras mineralizadas están emplazadas en calizas grises de baja resistencia con una calidad de macizo rocoso entre Regular B (IIIB) y Mala A (IVA), la estructura mineral presenta alteración moderada y filtración de agua por goteo en gran parte de su formación, por tal motivo el sostenimiento principal empleado es de *shotcrete* y pernos *swellex* colocados de forma sistemática.

En algunos tramos con presencia de alteración por la filtración de agua u otra anomalía geológica, el sostenimiento es reforzado con malla electrosoldada configurándose de la siguiente manera: se lanza una primera capa de *shotcrete* de 2 pulgadas a sección completa y se instala malla electro soldada de gradiente a gradiente, el empernado se realiza de forma sistemática para luego lanzar una segunda capa de *shotcrete* de 1 pulgada sobre malla.

Concluida la extracción de mineral en toda la zona económica se procede al relleno que consiste en una primera capa de detrítico de aproximadamente 2.0 m de altura para luego topear con relleno hidráulico dejando una abertura menor a 0.50 m que servirá como cara libre para el siguiente corte.

3.3.6. Relleno hidráulico

Según los diferentes aspectos mencionados en el acápite precedente, habrá necesidad de utilizar relleno detrítico convencional. Debido a la mala calidad de la masa rocosa de las cajas, es recomendable evitar el uso de relleno hidráulico por la cantidad de agua que ingresa a los tajeos, y este hecho complicaría la estabilidad de las cajas.

3.4. Servicios auxiliares

3.4.1 Transporte de mineral

El mineral producto de la limpieza se destina a los *Ore Pass* del tajeo, luego a través de las tolvas pasan a los volquetes de 25 t de capacidad, rumbo a la parrilla de la tolva de grueso de la planta concentradora. Cuando se trata de estéril a la desmontera Mariana. Para utilizar los volquetes, primero deben pasar estándares de operación y control de equipos para su performance (humos y frenos), dentro de mina las secciones en los cruceros y ventanas limitan las características de los volquetes para la limpieza y acarreo. Es así que contamos con 21 volquetes entre viajes de desmonte y mineral.

3.4.2 Ventilación

Se construye 02 *Raise Borer* de ventilación y a la vez echaderos en los extremos de las alas, para generar el circuito de ventilación. Se construye 01 *Raise Borer* a la mita del *block* como echadero de desmonte.



Figura 13. Echadero de desmorte

3.5 Análisis de la operación

La operación ha planteado el minado en la veta Mary con dos secuencias propuestas las cuales obedecen a eventos de inestabilidad presentados en el SN 763. Las secuencias son mostradas en la Figura

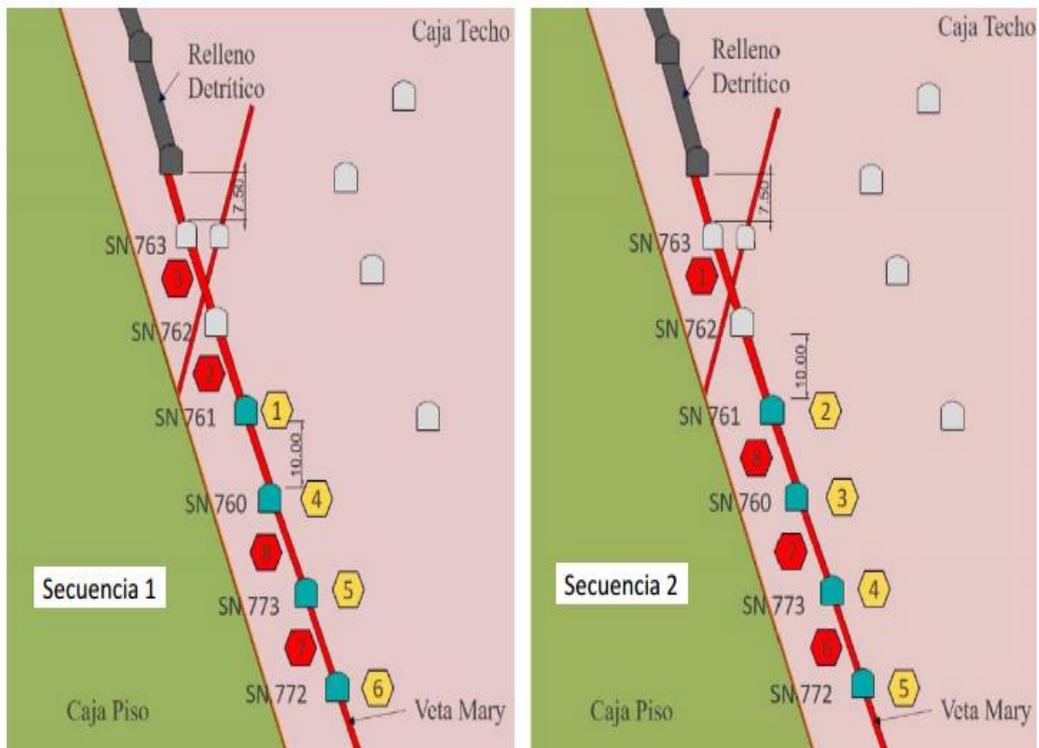


Figura 14. Esquemas de secuencias de minado en la veta Mary debajo del subnivel SN 763

3.6. Ventajas y desventajas

3.6.1 Ventajas

- ✓ Mejor ventilación. Mantener el circuito en los cambios de corte.
- ✓ Se extrae todo el mineral roto.
- ✓ Velocidad de minado, cumpliendo mayor tonelaje de producción.
- ✓ Instalaciones y accesos se mantienen con mayor orden y limpieza.

3.6.2 Desventajas

- ✓ Dilución por efecto descaje para tránsito del *Scoop* en el tajo.
- ✓ Tajos desciclados por no alternar la rotura de un ala y el relleno de la otra ala.
Se restringe la oportunidad de aporte continuo.
- ✓ El trabajo en el tajeo es riesgoso, pero esto se controla reduciendo el tiempo de relleno.
- ✓ Se pierden los finos mineralizados por el descaje y la voladura del mineral, para controlar completar una capa de relleno hidráulico.
- ✓ Cuando los tajos cruzan tramos inestables y acaballados, se pierde ritmo y se emplea tareas para acondicionarlos, restando productividad.

3.7. Costos e índices de minado

3.7.1 Costos de minado

Desde el punto de vista económico, en la Figura siguiente, se presenta de manera referencial y en forma ordenada, de menos a más, el orden en costos de minado correspondientes a los principales métodos de minado subterráneos. En líneas generales se debe tratar de buscar la aplicabilidad de los métodos a un yacimiento mineral en el orden enumerado, e ir descartando hasta encontrar el método aplicable más económico.

Orden	Método de minado	Abreviación
1	Block o Panel Caving	BC
2	Room and Pillar	R&P
3	Sub Level Stopping	SLS
4	Sub Level Caving	SLC
5	Cut and Fill Stopping	C&F
6	Vertical Crater Retreat	VCR
7	Top Slicing	TS
8	Shrinkage Stopping	SHS
9	Square Set Stopping	SQS

Figura 15 : Método de minado subterráneo en orden de costos

Tabla 1. Costos de minado

BENCH & FILL

15.2

Preparación - BF

Avances	LABOR	SECCION	METROS	VOLUMEN	RATIOS
	SN	3.5 X 3.8	912		12.86 m/1000t
AC	4.0 X 4.0	350		27.02 \$/t	
CA	4.0 X 4.0	750		77.73 €/m	
BP	4.5 X 4.5	500			
CH	2.0 X 2.0	116			
RE	2.0 X 2.0	15			
Total			2,644	219	

Perforacion	ACCESORIOS	Rend	Unid	Cantidad
	Shank Adapter T-38	2600	m	40
Barra 12 ples	8000	m	13	
Broca	1200	m	86	
Coupling	3000	m	34	

Voladura	SN	UN	ML	Ratio/Voladura	Cantidad
	EMULNOR 1000 DE 1-1/4" X 12"	CARTM	2,644	6.583	17,402
EMULNOR 3000 DE 1-1/4" X 12"	CARTM	2,644	112.713	297,968	
EMULSION 1000 DE 1-1/8" X 12"	CARTM	2,644	16.800	44,412	
DETONADOR NO ELECT N°1 4.20 MT	UNM	2,644	12.257	32,403	
CORDON DETONANTE PENTACORD 3P	MM	2,644	11.429	30,213	
MECHA RAPIDA Z18	MM	2,644	0.143	378	
DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML	UNM	2,644	0.571	1,511	
TUBOS PVC 1 1/2" X 10'	UNM	2,644	3.714	9,819	
TACOS DE ARCILLA	UNM	2,644	10.000	26,436	

Voladura	BA	UN	TMD	Ratio/Voladura	Cantidad
	EMULNOR 1000 DE 1-1/4 X 12		CART/TMS	113,142	0.039
EMULNOR 1000 DE 1-1/8 X 12		CART/TMS	113,142	0.060	6,842
DETONADOR NO ELECT N°1 4.20 MT		UNTMS	113,142	0.050	5,701
CORDON DETONANTE PENTACORD 3P		MTMS	113,142	0.050	5,701
MECHA RAPIDA Z18		MTMS	113,142	0.010	1,140
DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML		UNTMS	113,142	0.020	2,281
TUBOS PVC 1 1/2" X 10'		UNTMS	113,142	0.242	27,366
TACOS DE ARCILLA		UNTMS	113,142	0.151	17,104

Acarreo y transporte	Ruta	km.	Dist. Promedio	Nivel 1320
	A SUPERFICIE	10	10	
	SUPERFICIE A PLANTA MAHR TUNEL	10.4	10.4	
	Total		20.4	
Acarreo Desmonte	Distancia para relleno de tajos	1	1	

Relleno		Vol. x T.Labor	Vol. Tot	m3
	SN	6,944	26,386	
	BA	10,775	32,326	
	Total		58,712	m3

Sostenimiento	Tipo	UN	N° Total Elementos	m3 unidades unidades unidades unidades unidades
	Shotcrete		2,380	
	Calibradores		27,527	
	Split Set		11,227	
	Malla		13,237	
	P_Hydrabolt		3,831	
	Casquillos		4,580	
Placas		524		

Acarreo y transporte	Ruta	km.	Dist. Promedio	Nivel 1320
	A SUPERFICIE	10	10	
	SUPERFICIE A PLANTA MAHR TUNEL	10.4	10.4	
	Total		20.4	
Acarreo Desmonte	Distancia para relleno de tajos	1	1	

Explotación - BF

Perforación	T.Labor	# Tal	Long Perf / Tal	Long Total Perf (m.)
	SLOT	108	12	1,296
	SECCIÓN BA	1,800	12	21,600
	Total			22,896
	ACCESORIOS	Rend	Unid	Cantidad
	Shank Adapter T-38	2600	m	9
	Barra 4 pies	2500	m	9
Broca	600	m	38	
Coupling	3000	m	8	

3.7.2 Ratios e índices de minado (KPI)

Presentamos los indicadores de gestión para decisiones oportunas.

Tabla 2. Ratios

SOSTENIMIENTO (información brindada por geomecánica)							
	Shotcrete_m3	calibradores	split set	Malla electros	Hydrabolt	Casquillos	Placas
Ratio AC /ML	0.94	9.16	4.06	2.25	0.00	0.87	0.07
Ratio BP /ML	1.06	9.11	0.00	0.29	4.29	0.10	0.25
Ratio CA /ML	0.94	9.45	1.72	4.11	2.25	1.41	0.29
Ratio RP /ML	1.06	9.08	0.00	1.57	3.81	0.54	0.03
Ratio SN /ML	0.90	13.90	9.33	10.11	0.00	3.48	0.17
Ratio OCF /TMS	0.03	0.26	0.11	0.21	0.00	0.00	0.00
Ratio XC /ML	1.06	10.00	0.00	12.36	5.39	3.50	0.35
METROS							
AC	350	350	350	350	350	350	350
BP_preparación	500	500	500	500	500	500	500
CA	750	750	750	750	750	750	750
RP	485	485	485	485	485	485	485
SN	912	912	912	912	912	912	912
XC	0	0	0	0	0	0	0
Requerimiento							
	Shotcrete_m3	calibradores	split set	Malla electros	Hydrabolt	Casquillos	Placas
AC	328	3,205	1,422	788	0	304	24
BP	528	4,554	0	146	2,146	50	125
CA	704	7,089	1,292	3,084	1,686	1,056	221
RP	512	4,402	0	760	1,847	262	14
SN	820	12,679	8,513	9,219	0	3,172	154
XC	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL PREPARACIÓN	2,380	27,527	11,227	13,237	3,831	4,580	524

3.8 Oportunidades de mejora

Revisando la operación a la luz de los resultados como parte de un proceso de mejora continua, se ha identificado lo siguiente:

1. Los tajos están muy dispersos en ambas zonas. Debe concentrarse y migrar en bloque cuando se acaben los tajos en una veta, así también se aprovechará los recursos instalados para minar como oportunidad tajos con leyes marginales a bajo costo.
2. Los desarrollos están dispersos. En este caso, las labores de avances en desarrollos e Infraestructura deben confirmar como prioridad los recursos aledaños a la explotación para lograr el movimiento de la explotación en forma ordenada a nuevas reservas confirmadas.
3. Hay una gran oportunidad de mejora en el control de los costos, ya que se manejan rubros como lo son equipos, gastos generales y servicios de la mina que son altos generadores de costos al no tener la infraestructura adecuada para una operación *trackless*, ya que el crecimiento de San Cristóbal de 1000 a 2000 t/día fue en un año, dejando los proyectos de servicios relegados ante el nuevo tamaño de la operación.
4. Finalmente, en el tema de seguridad hay mucho por hacer en función de minimizar la exposición del personal a áreas de riesgo. En este sentido, se deben proponer alternativas de minado que permitan trabajar bajo techo seguro durante todas las actividades de la operación en el tajo.

CAPÍTULO IV

APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SLV

4.1 Importancia y alcances

Utilizando toda la información desarrollada en este estudio, no queda más que confirmar que los métodos que actualmente vienen desarrollándose en la mina son los que mejor se ajustan para la explotación de las estructuras mineralizadas en evaluación, no habiendo mayores variantes de posibilidades por la calidad del macizo rocoso en cada uno de ellas. Los métodos de minado subterráneos utilizados son los siguientes:

- ✓ Corte y relleno (*cut & fill* – C&F) ascendente modalidad “*breasting*”.
- ✓ Banqueo y relleno (*bench & fill* – B&F).
- ✓ Galerías y relleno (*drif & fill* – D&F)

El objetivo es realizar la “Actualización del estudio geomecánico para el minado subterráneo de mina San Cristóbal”, comprendiendo la zona de profundización, así como los horizontes extremos tanto oeste y este de la parte longitudinal de la mina San Cristóbal, de las estructuras mineralizadas (mantos Paula Techo y Principal Techo, vetas Mary, Diana, María Luisa y cuerpos Huaripampa y Galáctico), con la finalidad de buscar las mejores alternativas de minado y dimensionar los componentes estructurales asociados a la explotación, de tal manera que se pueda contribuir a la selección del o de los métodos de minado más seguros y eficientes.

Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- ✓ Evaluar las condiciones naturales del yacimiento o ambiente geomecánico.
- ✓ Caracterizar geomecánicamente la masa rocosa
- ✓ Determinar las propiedades de comportamiento de la roca
- ✓ Clasificar geomecánicamente la masa rocosa
- ✓ Zonificar geomecánicamente el yacimiento y su entorno
- ✓ Evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones
- ✓ Dimensionar los diferentes componentes estructurales del minado
- ✓ Establecer las estrategias de minado
- ✓ Evaluar la sismicidad inducida por el minado
- ✓ Validar del informe SRK del año 2017 con respecto al relleno detrítico e hidráulico

4.2 Estudio geomecánico de la veta Nicole

El modelo geomecánico estuvo orientado al desarrollo de la información geomecánica básica, al respecto:

- ✓ Se revisó toda la información que se tuvo disponible y se establecieron los criterios de diseño que sirvieron como lineamiento técnico para el desarrollo del estudio.
- ✓ Se definieron las condiciones naturales del yacimiento, en base a la información desarrollada y proporcionada por VOLCAN.

Se caracterizó litológica y estructuralmente a la masa rocosa del yacimiento, en base a:

- ✓ La revisión y análisis de la información disponible
- ✓ Al mapeo geomecánico de la masa rocosa del entorno de las labores subterráneas involucradas con las zonas de estudio
- ✓ Al logueo geotécnico de testigos rocosos de los sondajes diamantinos disponibles

Se aprovechó al máximo toda la información disponible, se hace mención que hubo limitaciones para el mapeo geomecánico de las labores subterráneas por encontrarse la mayor parte con sostenimiento de *shotcrete*, en consecuencia, se revisó toda la información litológica y de alteraciones para definir la influencia

sobre la calidad de la masa rocosa, además de los planos geomecánicos elaborados por VOLCAN como parte de los trabajos del día a día, siendo esta información muy necesaria para sectores que no disponen de información de sondajes.

También se evaluaron la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores (pliegues y fallas) como menores y su influencia en la calidad de la masa rocosa y en la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado. Para la caracterización de la masa rocosa se utilizaron las normas de la ISRM (*International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering* – Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas e Ingeniería de Rocas).

4.2.1 Geología de la veta Mary y su entorno físico

En mina San Cristóbal se dan dos tipos de mineralización: sistemas de vetas y manto cuerpos. En el primer caso se observa la presencia de vetas como Mary, Ramal Mary, Yan María Luisa (ML), Ruth, Carmen, Lourdes y Penélope, siendo las de mayor importancia vetas Mary y ML, las mismas que están en explotación. En el segundo están los man Principal, Paula Techo y Diana, también se tiene los cuerpos Huaripampa y Galáctico.

4.2.1.1. Veta Mary

Dicha veta es un relleno de fractura transversal a la estratificación regional que atraviesa sinuosamente el macizo volcánico dacítico de NE a SW con rumbo N35°-50°E y buzamiento de 60°-70°SE, aunque en algunos casos llega a 47° de buzamiento. Con una potencia promedio de 2.5 m, de unos 600 m de largo por 500 m de altura. Tiene mineralización de esfalerita, galena, tetraedrita, pirita, cuarzo, carbonatos y baritina, los cuales se muestran formando bandas, presentando las rocas volcánicas alteraciones como silicificación, seritización y cloritización. La veta Mary ha sido explotada desde superficie hasta el Nivel 970 utilizando el método de minado corte y relleno ascendente convencional con relleno hidráulico. Del Nivel 970 hacia el Nivel 1280 por el método banqueo y relleno con taladros largos. En la actualidad se está avanzando la preparación de los subniveles en el Nivel 1340.

4.2.1.2. Veta María Luisa

Es un relleno de fractura transversal a la estratificación, ubicada al SE de la veta Mary, casi paralela a ella, que atraviesa sinuosamente el macizo volcánico de NE a SW, y al E y W emplazada en filitas. Tiene rumbo S50°-55°E en el lado este y N35°-50°E en el lado oeste, y buzamiento 75°-80°SE, aunque en algunos casos llega a 60° de buzamiento. Las potencias de 0.5 a 2.0 m, en algunos puntos llega a 5 m entre caja a caja, de unos 600 m de largo por 300 m de altura. La mineralización consiste de esfalerita, galena, tetraedrita, pirita, cuarzo.

4.2.1.3. Veta Diana

Es un manto ubicado próximo al cuerpo Huaripampa e interceptada por la veta Diana. Actualmente se vienen desarrollando actividades de minado en el Nivel 1020, en el cual existen reservas minerales.

4.2.1.4. Veta Paula Techo

Es una sucesión de dos capas mineralizadas separadas entre sí por estratos de caliza, con potencias variables de 0.6 m hasta unos 5 m, de unos 100 a 150 m de largo y 240 m de altura. Las cuales tienen una orientación N16°E y buza entre 49° y 51°. A través de laboreo subterráneo realizado en los Niveles 920 y 870 se ha reconocido y definido reservas minerales.

4.2.1.5. Cuerpo Galáctico

Este cuerpo es un pequeño cuerpo emplazado en caliza, el cual tiene una orientación de N35°W. Actualmente se viene desarrollando actividades de minado en el Nivel 780, en el cual existen reservas minerales.

4.2.1.6. Cuerpo Huaripampa

Dichos mantos son una sucesión de capas mineralizadas separados entre sí por estratos de caliza, con potencias variables de 3.5 hasta 12 m, de unos 170 a 200 m de largo y más de 600 m de altura. En algunos tramos se unen formando un cuerpo de unos 50 m de potencia. Este cuerpo ha sido explotado desde superficie hasta el Nivel 1020. Sin embargo, se tienen reservas en los Niveles 920, 870 y 820. Actualmente se vienen desarrollando actividades de minado en el Nivel 1070 mediante el método de minado galerías y relleno o denominado

también corte y relleno ascendente por paneles (Drift&Fill). Debajo del Nivel 1070, en el Nivel 1120 existen reservas probadas para el minado futuro.

4.3 Modelo geomecánico

4.3.1 Zona de estudio

En el presente capítulo se presenta el modelo geomecánico de la masa rocosa involucrada con el minado de las 7 estructuras mineralizadas en estudio

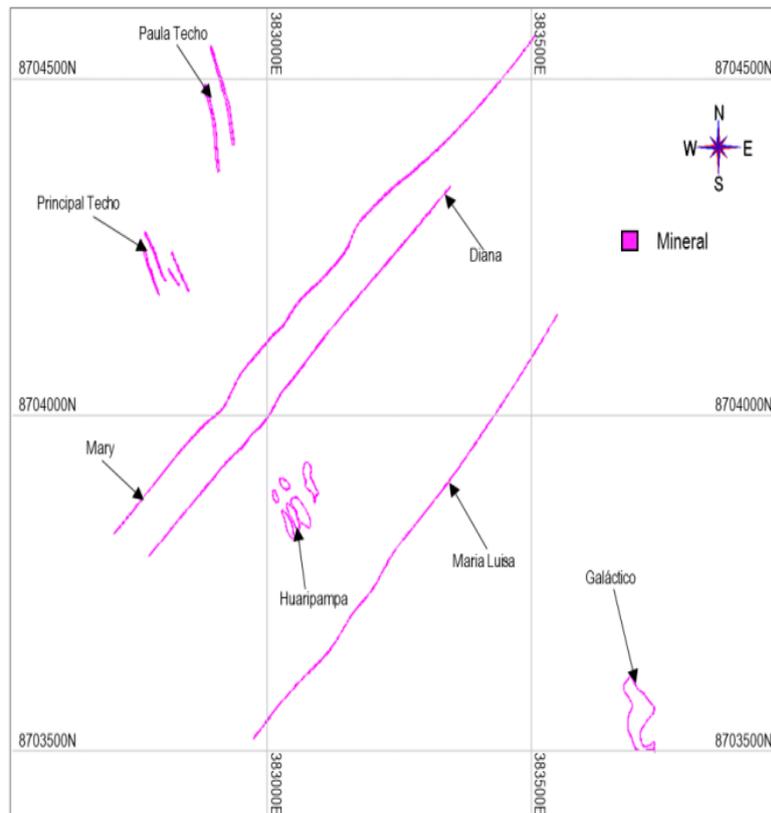


Figura 16. Ubicación de estructuras de estudio

La mineralización corresponde a vetas, cuerpos y mantos. La descripción de las características principales para cada estructura en estudio se resume en el siguiente cuadro.

Estructura	Tipo	Rumbo	Buzamiento	Roca encajonante
Paula Techo	Manto	N26°E	49°- 51° NW	CLZ
Principal Techo	Manto	N34°W	40°- 44° SE	CLZ
Mary	Veta	N46°E	62°- 64° SE	AND/DIO
Diana	Veta	N46°E	66°- 68° NW	AND/DIO
María Luisa	Veta	N42°E	58°- 60° SE	AND/DIO
Huaripampa	Cuerpo	N38°W	46°- 48° SW	AND/DIO
Galáctico	Cuerpo	N32°W	44°- 52° SW	CLZ

(CLZ: caliza, AND: andesita, DIO: diorita)

Figura 17. Características principales de las estructuras de estudio

4.3.2. Caracterización de masa rocosa

El registro de los datos con la finalidad de caracterizar la masa rocosa se ha realizado a partir de: (a) la información generada para el presente estudio durante los trabajos en campo y (b) a partir de la información proporcionada por Mina San Cristóbal y procesada por DCR durante los trabajos de gabinete. Como parte de los trabajos de campo DCR realizó el mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta de las labores mineras subterráneas existentes, comprendiendo los niveles 780, 970, 1020, 1070, 1220, 1280 y Nivel 1340, empleando el “método directo por celdas de detalle”. Mediante este método se efectuaron mediciones sistemáticas en 81 estaciones geomecánicas distribuidas en las estructuras en estudio

Tabla 3. Distribución de estaciones geomecánicas

Estructura	Nº	Nivel
Paula Techo	0	-
Principal Techo	16	Nv 970 - Nv 1020
Mary	28	Nv 1340
Diana	11	Nv 1020
María Luisa	2	Nv 1220
Huaripampa	18	Nv 1070
Galáctico	6	Nv 780
Total	81	

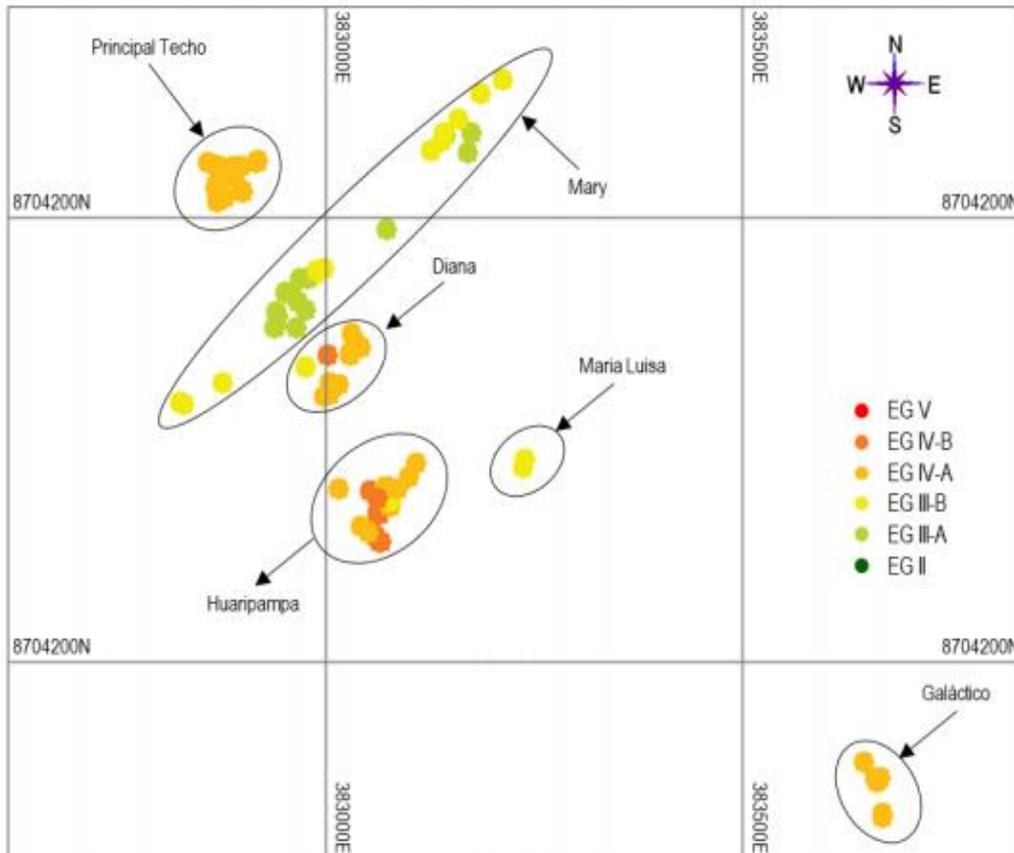


Figura 18. Ubicación de las estaciones geomecánicas, vista en planta

Tabla 4. Resumen logueo geotécnico de sondajes diamantinos

Estructura	Nº Sondajes	Longitud (m)
Mary	7	590
Principal Techo	6	682
Huaripampa	3	422
María Luisa	6	546
Total	22	2240

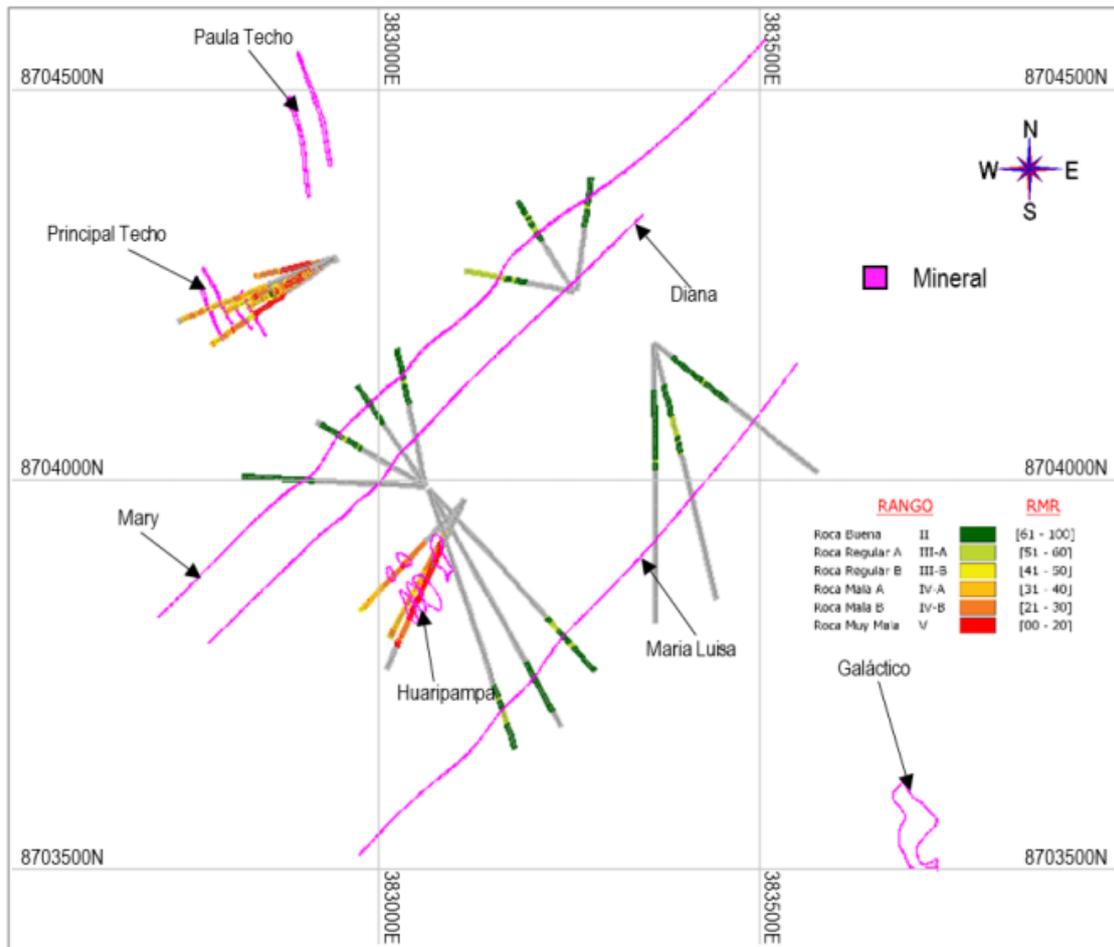


Figura 19. Distribución de sondajes en planta

Los parámetros de observación y medición tanto para el mapeo geomecánico y el logueo geotécnico fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por DCR Ingenieros S.R.L. para la presente evaluación. Estos formatos están adecuados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor de relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

4.3.3. Aspectos litológicos

De manera simplificada las estructuras en estudio están emplazadas en caliza, andesita y dacita. Para las estructuras Paula Techo, Principal Techo y Galáctico la roca encajonante corresponde a caliza. En el caso de Mary, Diana, María Luisa y Huaripampa se encuentran inmersas en andesita y dacita.

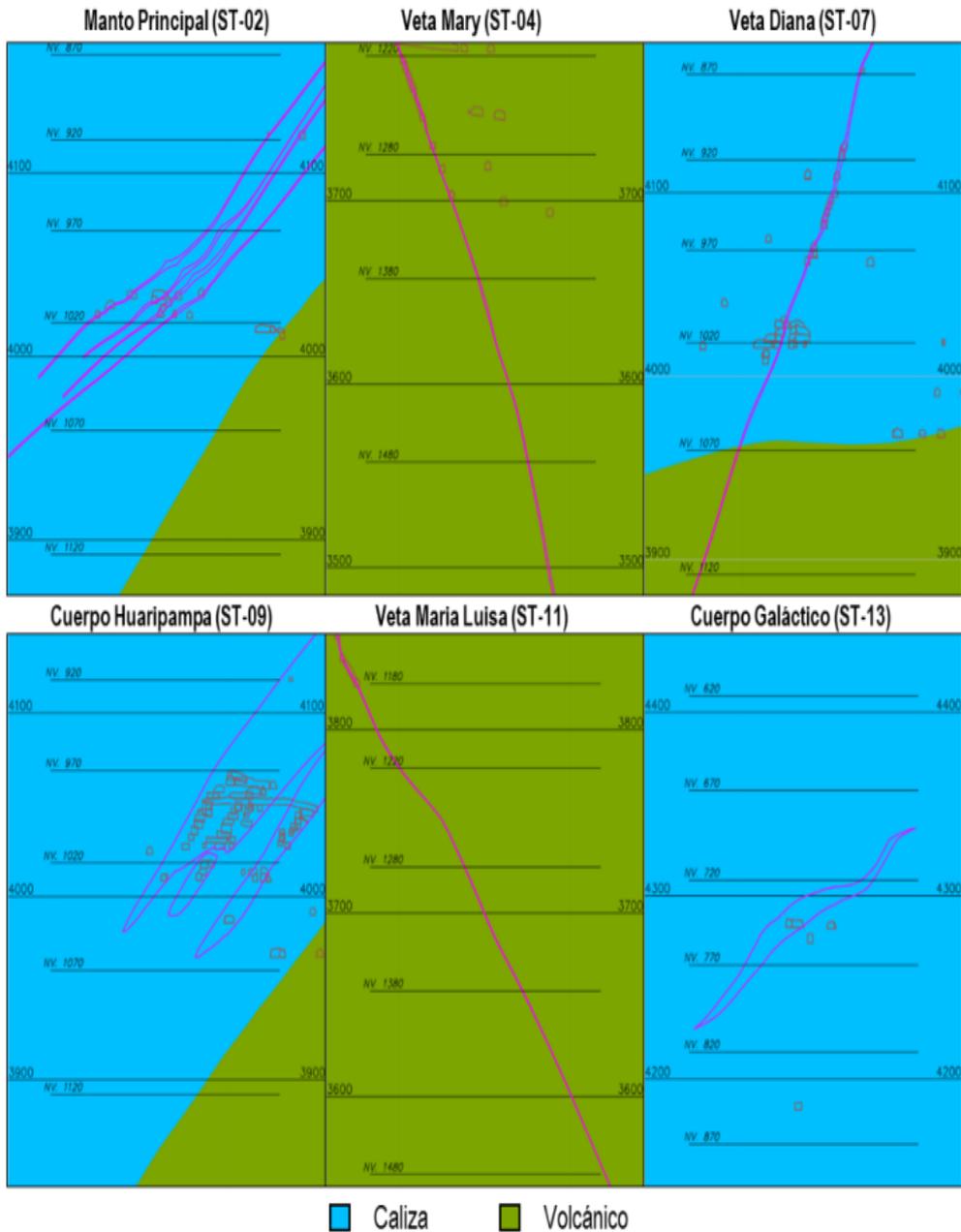


Figura 20. Características litológicas de las estructuras en sección transversal

4.3.4. Distribución de las discontinuidades

Para la evaluación de la distribución y orientación de discontinuidades se requiere contar con información estructural de datos de orientación de discontinuidades que permitan definir o proyectar el arreglo estructural. Para tal fin, se ha recurrido a la información obtenida en el mapeo geomecánico durante los trabajos en campo recolectando (276 discontinuidades) correspondiente a diaclasas y por otra parte la data rescatada en gabinete del mapeo geológico subterráneo rescatando (930 discontinuidades) correspondiente a diaclasas y

fallas. Estos datos se han procesado empleando técnicas de proyección estereográfica, utilizando el software DIPS versión 6.008 de Rocscience Inc. (2013). Para el análisis, se realizó un compósito general de las estructuras obtenidas a partir de las dos fuentes de información a fin de obtener el arreglo estructural de cada estructura en estudio. A modo de ejemplo, las Figuras 4, 5, 6 y 7 muestran el estereograma de contornos, el estereograma de planos mayores y el diagrama de roseta, respectivamente, para el compósito de la veta María Luisa. El Anexo 4 contiene los resultados obtenidos para cada estructura mineralizada con el detalle de los resultados del mapeo geomecánico de campo y los datos recopilados de los planos geológicos proporcionados por mina San Cristóbal. Finalmente, en el cuadro 4 se muestra el resumen de resultados del compósito en cada una de las estructuras mineralizadas en evaluación.

Estructura	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4	Sistema 5
Principal Techo	N48°W/48°SW	N20°W/30°SW	N38°E/73°NW	N50°W/53°NE	N75°E/71°SE
	222°/48°	250°/30°	308°/73°	040°/53°	165°/71°
Mary	N48°E/65°SE	N43°E/68°NW	N09°E/59°NW	N73°E/70°NW	N80°E/69°SE
	138°/65°	313°/68°	279°/59°	343°/70°	170°/69°
Diana	N47°E/68°NW	N49°W/43°SW	N77°E/67°NW	N13°E/59°NW	N07°W/67°NE
	317°/68°	221°/43°	347°/67°	283°/59°	083°/67°
María Luisa	N43°W/46°SW	N67°E/78°NW	N06°W/46°SW	N28°W/50°NE	N69°E/68°SE
	227°/46°	337°/78°	264°/46°	062°/50°	159°/68°
Huaripampa	N55°E/58°SE	N85°E/73°SE	N20°E/71°SE	N64°E/67°NW	---
	145°/58°	175°/73°	110°/71°	334°/67°	---
Galáctico	N24°W/34°SW	N15°W/57°SW	N40°W/52°NE	N78°W/20°SW	N60°W/56°SW
	246°/34°	255°/57°	050°/52°	192°/20°	210°/56°

Figura 21. Sistemas de discontinuidades estructurales

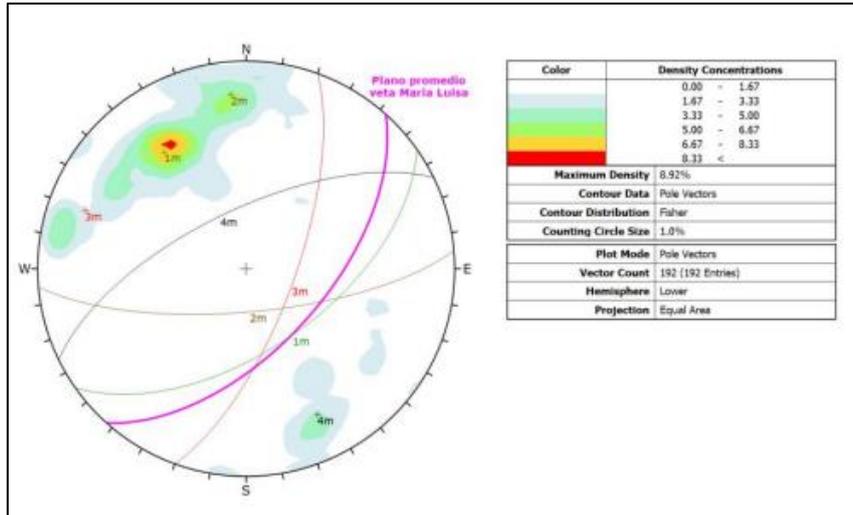


Figura 22. Estereograma de contornos Compósito – veta María Luisa

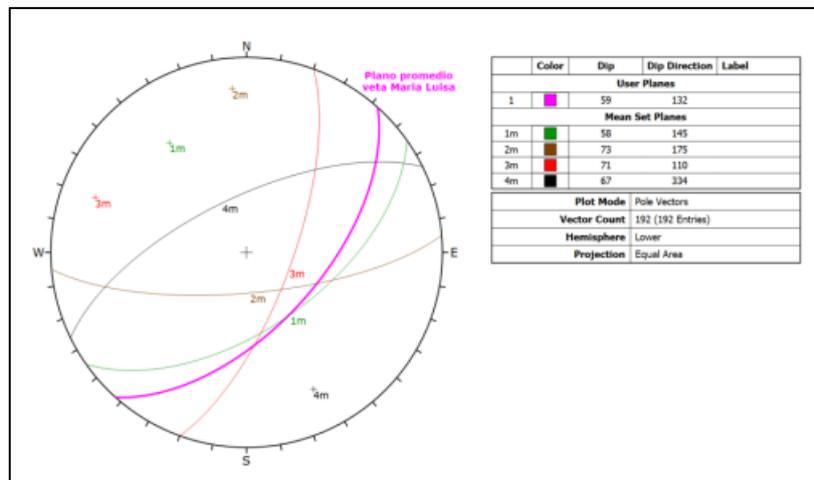


Figura 23. Estereograma de planos mayores Compósito – veta María Luisa

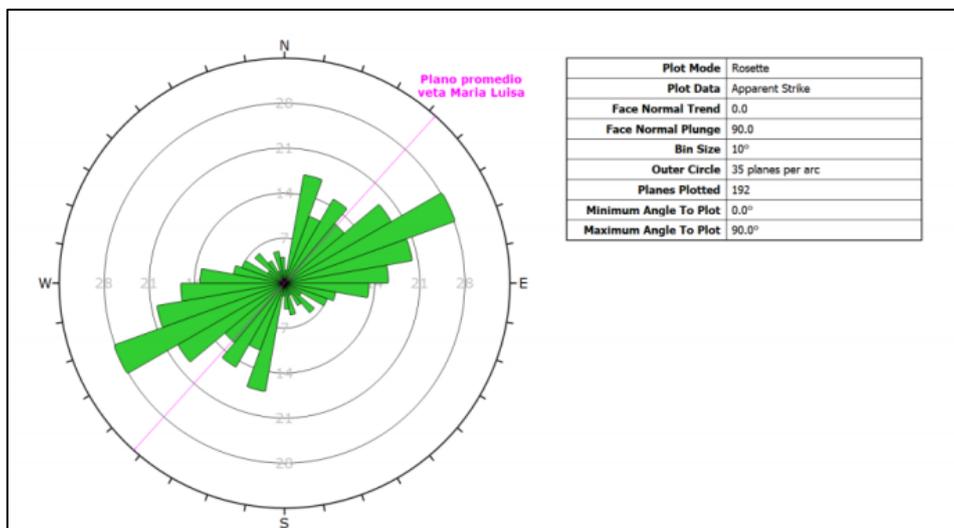


Figura 24. Diagrama de roseta Compósito – veta María Luisa

- Sistemas manto principal Techo
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW; el Sistema 2 con rumbo NNW y bajo buzamiento al SW; el Sistema 3 tiene rumbo NE y buzamiento alto al NW. Los sistemas secundarios son el Sistema 4 con rumbo NW y buzamiento moderado al NE; y el Sistema 5 con rumbo NEE con alto buzamiento al SE.

- Sistemas veta Mary
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NE y buzamiento alto al SE; el Sistema 2 con rumbo NE y buzamiento alto al NW. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NS y buzamiento moderado al W; el Sistema 4 con rumbo NEE y buzamiento alto al NW; y el Sistema 5 con rumbo aproximado EW y alto buzamiento alto al S.

- Sistemas veta Diana
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NE y buzamiento alto al NW; el Sistema 2 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW; el Sistema 3 con rumbo NEE y buzamiento moderado a alto al NW; y el Sistema 4 con rumbo NNE y buzamiento moderado al NW. El sistema secundario es el Sistema 5 con rumbo NS y buzamiento alto al E.

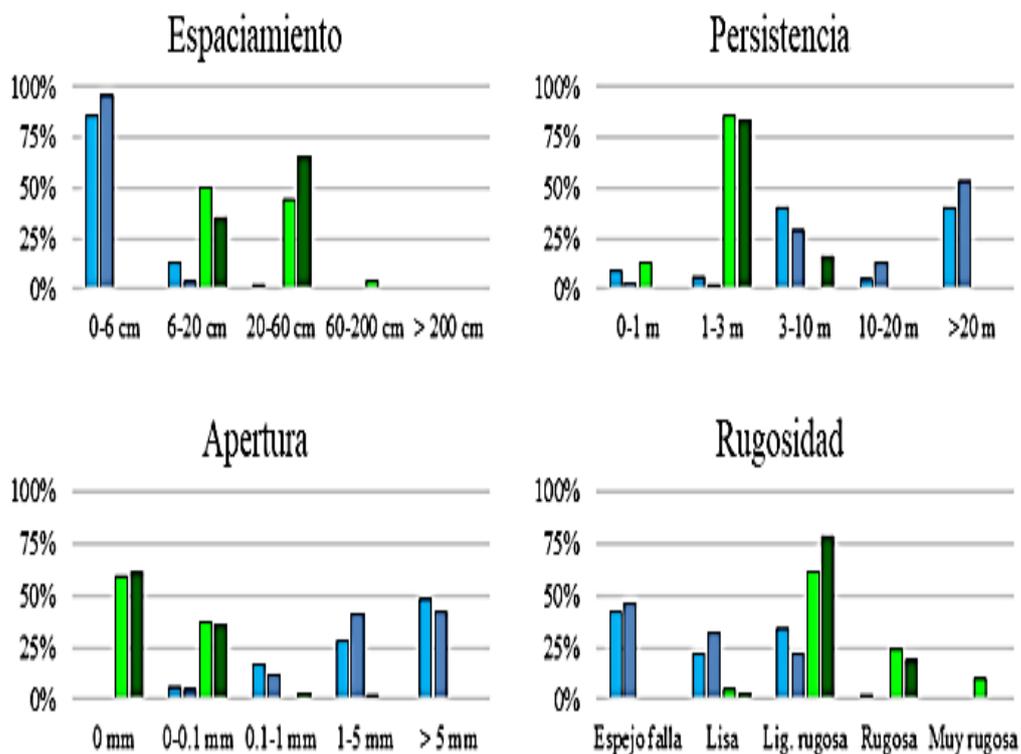
- Sistemas veta María Luisa
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NE y buzamiento moderado al SE; el Sistema 2 con rumbo EW y buzamiento alto al S. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NNE y buzamiento alto al SE y el Sistema 4 con rumbo NEE y buzamiento moderado a alto al NW.

- Sistemas cuerpo Huaripampa
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW; el Sistema 2 con rumbo NEE y buzamiento alto al NW; y el Sistema 3 con rumbo NS y buzamiento moderado al W. Los sistemas secundarios son: el Sistema 4 con rumbo NNW y buzamiento moderado al NE; y el Sistema 5 con rumbo NEE y buzamiento moderado a alto al SE.

- Sistemas cuerpo Galáctico
- ✓ Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NNW y bajo buzamiento al SW y el Sistema 2 con rumbo NNW y buzamiento moderado al SW. Los sistemas secundarios son: el Sistema 3 con rumbo NNW y buzamiento moderado al NE; el Sistema 4 con rumbo EW y buzamiento bajo al S; y el Sistema 5 con rumbo NW y buzamiento moderado al SW.

4.4. Aspectos estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el logueo geotécnico para cada estructura mineralizada.



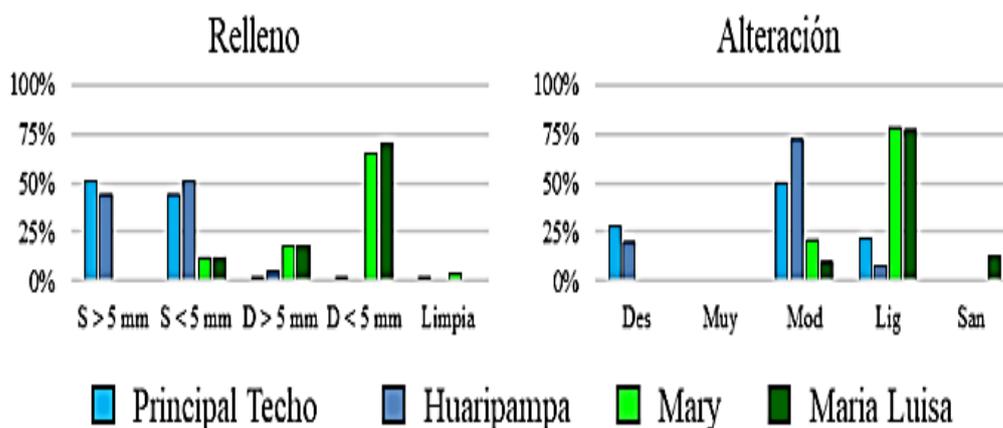


Figura 25. Gráfico de barras, características de las discontinuidades por estructura

Tabla 5. Moda de las características de las discontinuidades por estructura

Parámetro	Unidad	Principal Techo	Huaripampa	Mary	María Luisa
Espaciamiento	cm	(0 a 6)	(0 a 6)	(6 a 20) y (20 a 60)	(6 a 20) y (20 a 60)
Persistencia	m	(3 a 20) y (> 20)	(3 a 20) y (> 20)	(1 a 3)	(1 a 3)
Apertura	mm	(0 a 0.1)	(0 a 0.1)	(1 a 5) y (> 5)	(1 a 5) y (> 5)
Rugosidad	-	Esp.Falla y Lig.rug.	Esp.Falla y Lig.rug.	Lig.rug.	Lig.rug.
Relleno	mm	Suave (> 5 y <5)	Suave (> 5 y <5)	Duro < 5	Duro < 5
Alteración	-	Mod.alt.	Mod.alt.	Lig.alt.	Lig.alt.

4.5. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

La clasificación de la masa rocosa se realizó utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (1). Con el fin de clasificar a la masa rocosa presentada en la Tabla 6 contiene el criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación. Además, la tercera columna muestra el rango equivalente del Q de Barton (1974). Finalmente, la última columna muestra el código de colores conforme a las sugerencias establecidas en la “Guía de criterios geomecánicos” (2).

Tabla 6. Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR	Color
II	61 – 100	> 5.92	Buena	
IIIA	51 – 60	1.95 – 5.92	Regular A	
IIIB	41 – 50	0.64 – 1.95	Regular B	
IVA	31 – 40	0.21 – 0.64	Mala A	
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B	
V	0 – 20	<0.08	Muy Mala	

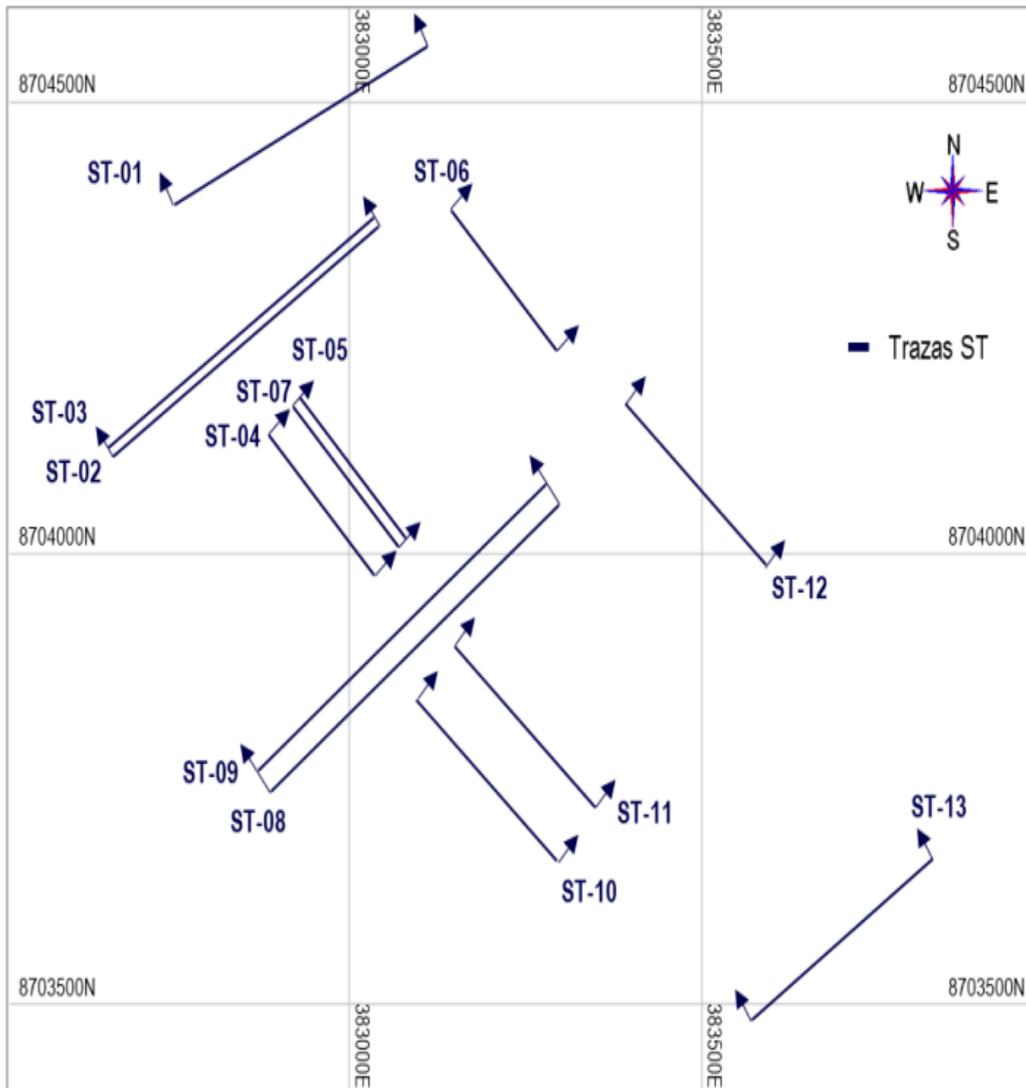


Figura 26. Distribución de secciones en la zona en estudio

Tabla 7. Orientación de las secciones empleadas por estructura

Estructura	Sección	Azimut	Dip	Vista
Principal Techo	ST-02 - ST-03	56	90	NW
Mary	ST-04 - ST-05 - ST-06	136	90	NE
Diana	ST-07	136	90	NE
Huaripampa	ST-08 - ST-09	52	90	NW
María Luisa	ST-10 - ST-11 - ST-12	132	90	NE
Galáctico	ST-13	58	90	NW
Paula Techo	ST-01	64	90	NW

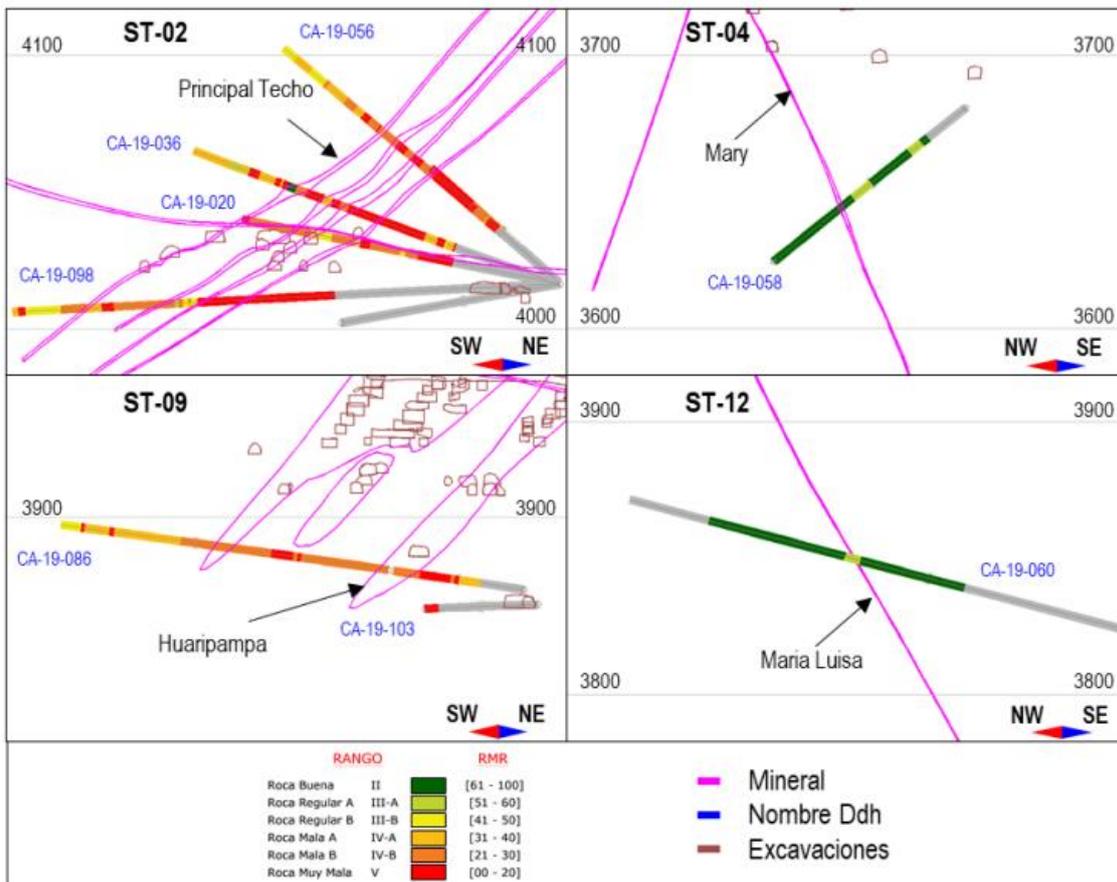


Figura 27. Clasificación RMR en secciones transversales por estructura

- ✓ **Manto Principal Techo.** En este manto la calidad de la masa rocosa es de Muy Mala (V) y varía hasta Regular B (IIIB), esto ocurre tanto en la zona mineralizada y la roca encajonante. El tramo de Regular B ocurre de manera puntual.
- ✓ **Veta Mary.** Para la veta Mary, la calidad de la masa rocosa varía entre Regular A (IIIA) hasta Buena (II) por lo que representa buenas condiciones geomecánicas para el minado. La calidad del mineral es generalmente Regular A (IIIA).
- ✓ **Veta Diana.** Según el mapeo en las excavaciones subterráneas se ha logrado ver que el mineral y cajas se hallan con calidad Mala A (IVA). En la caja techo alejada, la calidad es Regular B (IIIB). No se ha contado con información de testigos rocosos.

- ✓ **Cuerpo Huaripampa.** En el caso del cuerpo Huaripampa, la calidad de la masa rocosa también varía desde Muy Mala (V) pero llega solamente hasta Mala A (IVA). Esta ocurrencia de calidad se manifiesta tanto en la zona mineralizada y en la roca encajonante.

- ✓ **Veta María Luisa.** El caso de la veta María Luisa es muy similar al caso de la veta Mary, es decir, la calidad de la masa rocosa varía entre Regular A (IIIA) hasta Buena (II).

- ✓ **Cuerpo Galáctico.** Según lo registrado en las labores subterráneas del Nv. 770, se observa que la calidad se halla con Mala A (IVA) para el caso del mineral y las cajas inmediatas y alejadas. No se ha contado con información de testigos rocosos.

- ✓ **Veta Paula Techo.** No se ha levantado información en esta estructura por no estar disponible durante la etapa de campo. Tampoco se ha contado con información de testigos rocosos.

4.6. Geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales (DE).

Para realizar la zonificación geomecánica de la zona en estudio se ha tomado en cuenta los aspectos litológicos y la calidad de la masa rocosa. Con la información recopilada durante los trabajos de campo se ha realizado la zonificación geomecánica de la masa rocosa involucrada con el minado de las estructuras mineralizadas en estudio. Esta zonificación se realizó de manera manual, debido a que no se tuvo suficiente información para realizar un modelo de bloques de RMR en 3D.

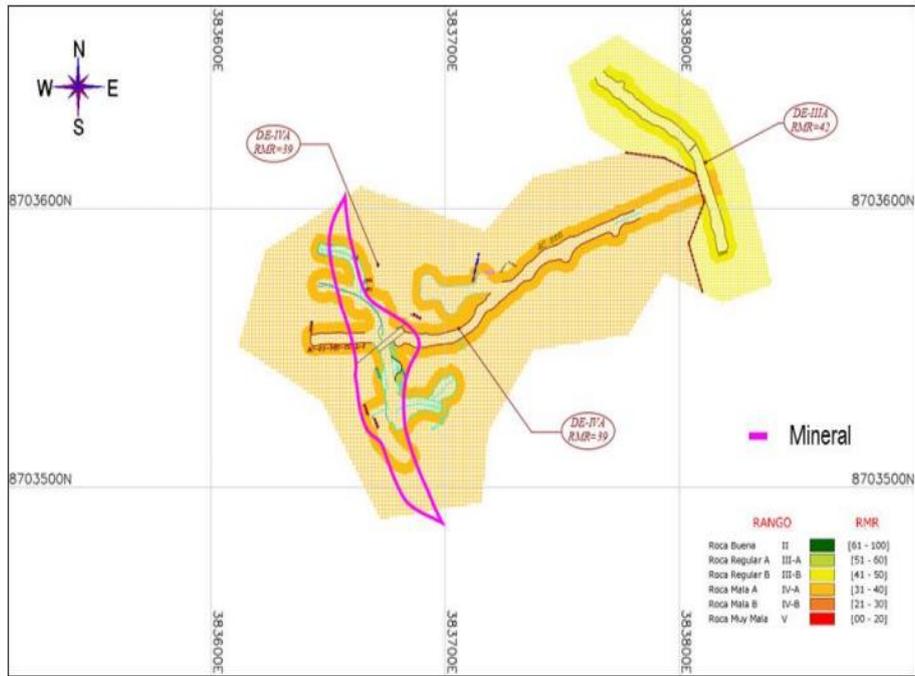


Figura 28. Zonificación geomecánica en planta (cuerpo Galáctico)

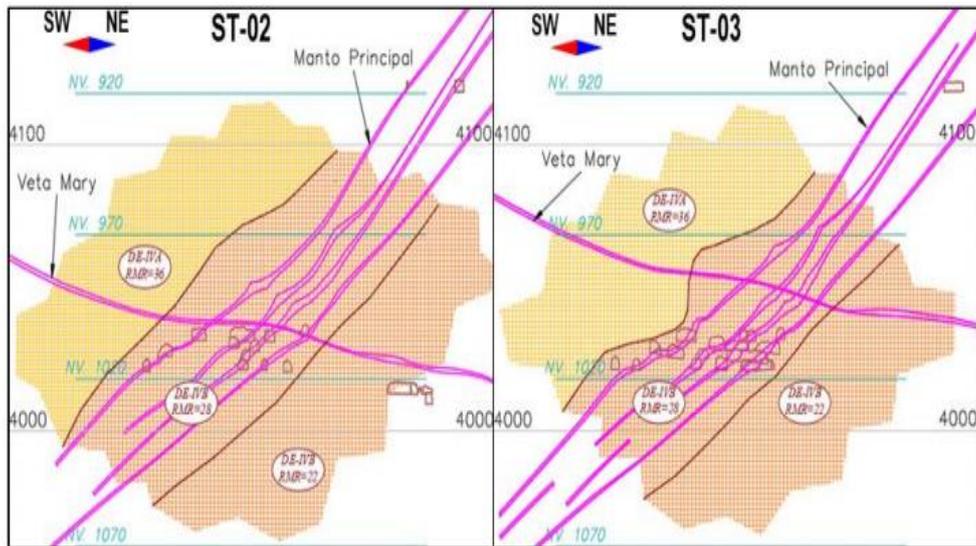


Figura 29. Zonificación RMR en las secciones ST-02 y ST-03 (manto Principal Techo)

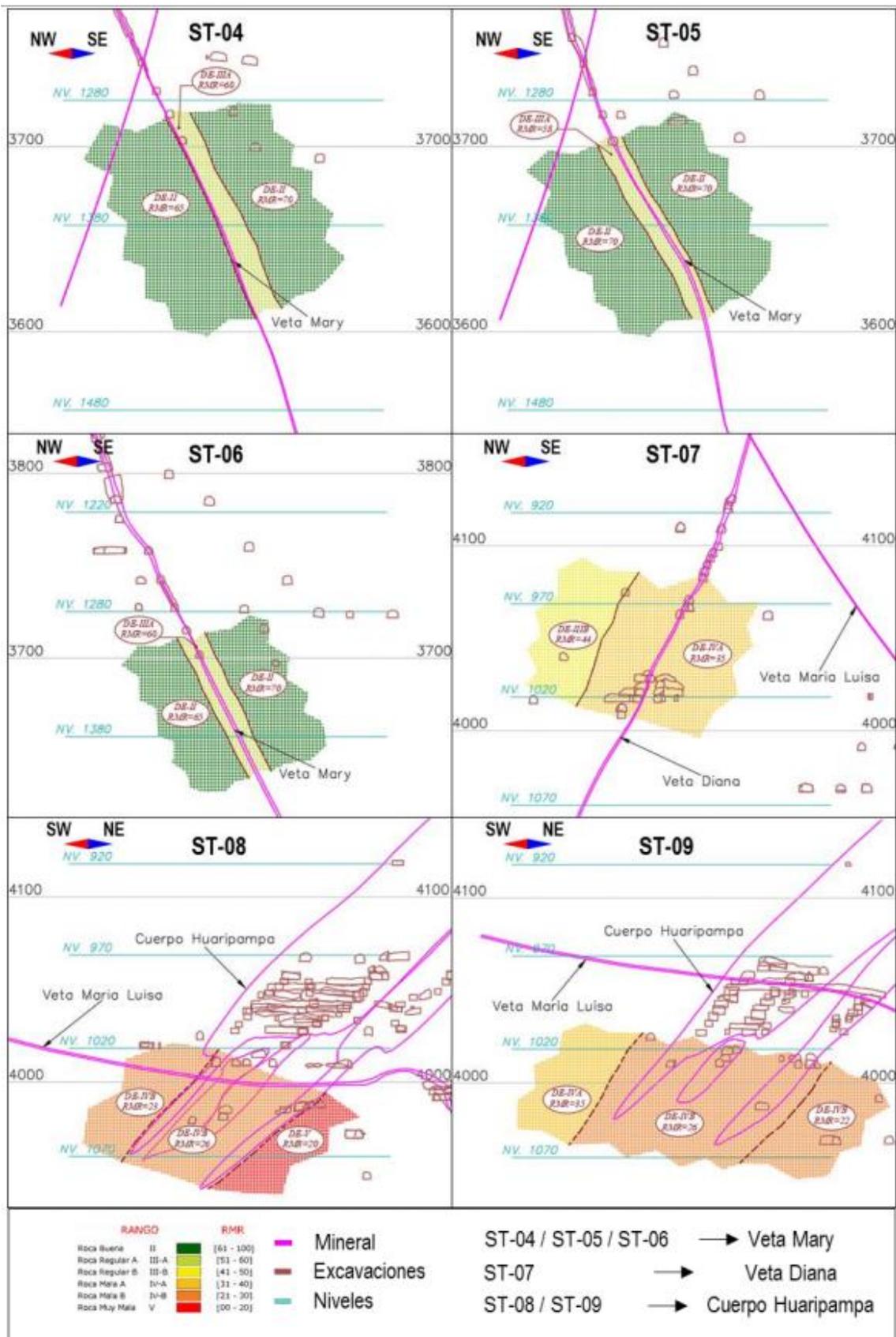


Figura 30. Zonificación RMR en las secciones ST-04 a ST-09

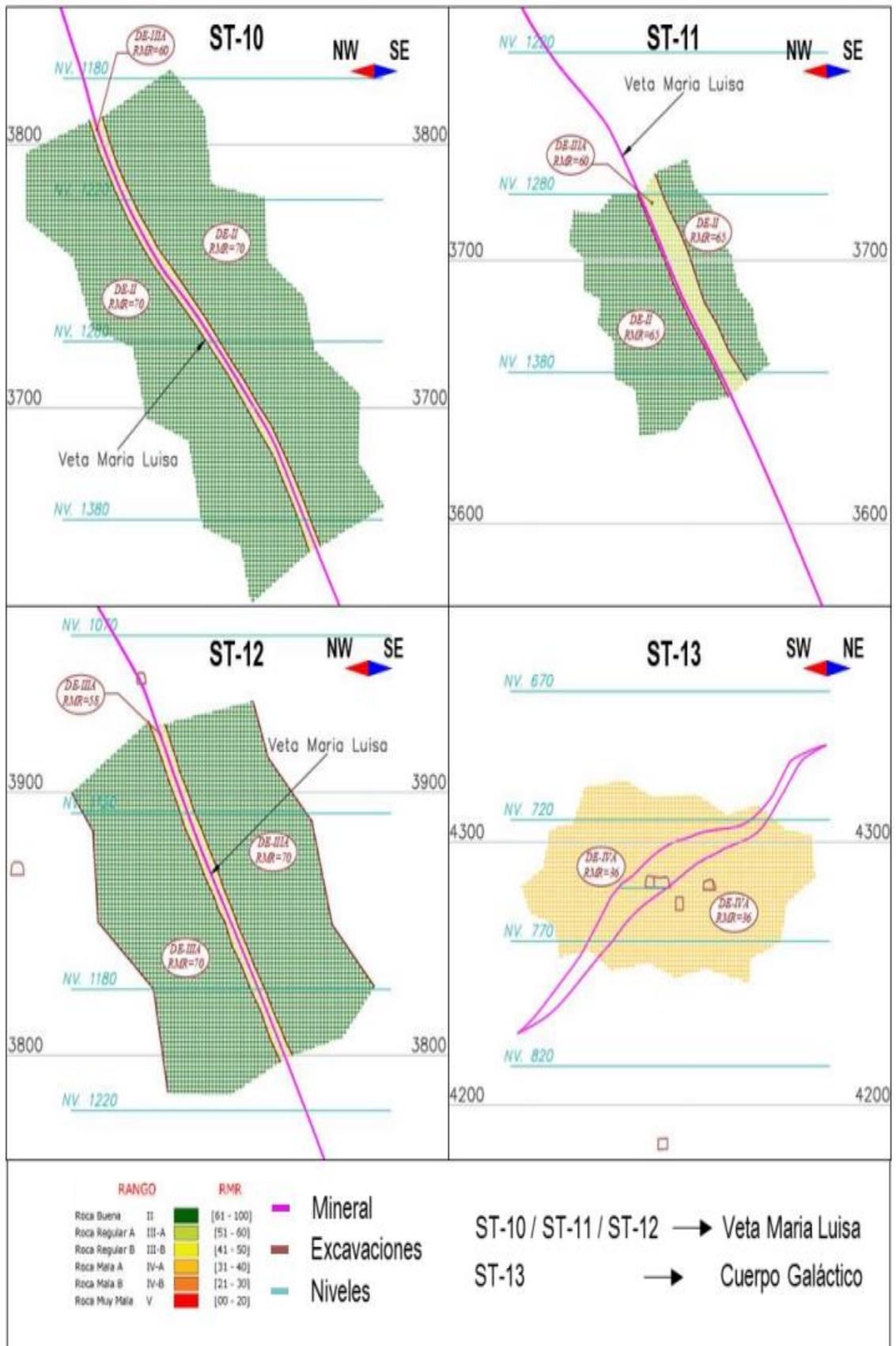


Figura 31. Zonificación RMR en las secciones ST-10 a ST-13

A partir de las secciones de zonificación realizada, las mismas muestran representación aceptable en relación a la calidad resultante, por lo que lo obtenido puede ser representativo en cada estructura mineralizada. En resumen, para la masa rocosa involucrada con el minado de las 7 estructuras en estudio se puede mencionar lo siguiente:

- ✓ **Manto principal Techo.** Como resultado de la zonificación geomecánica en este manto, se concluye que tanto el mineral y la roca encajonante se encuentra en el dominio estructural DE-IVB con un RMR promedio de 28. Hacia la caja piso alejado alrededor de 10 m la calidad disminuye, pero se halla dentro del mismo dominio. Hacia la caja techo alejado alrededor de 15 m la calidad pasa al dominio DE-IVA con un RMR promedio de 36.
- ✓ **Veta Mary.** Para la veta Mary, los resultados indican que el mineral y las cajas inmediatas se hallan en el dominio DE-III A, ya sea para el caso de las cajas alejadas y en tramos de la caja piso inmediata la calidad se halla en el dominio DE-II.
- ✓ **Veta Diana.** Según lo observado en campo, se estima que la calidad se halla entre el dominio DE-IVA y dominio DE-IVB con un valor estimado de 30, tanto para el mineral y las cajas.
- ✓ **Cuerpo Huaripampa.** Según la zonificación geomecánica en este cuerpo, se concluye que tanto el mineral y la roca encajonante se encuentra en el dominio estructural DE-IVB. En el caso del mineral y la roca caja techo el RMR promedio es de 26 y para la caja piso el valor se reduce a 21. Hacia el extremo NW del cuerpo se observa que la caja techo alejada mejora al dominio DE-IVA con un RMR promedio de 35.
- ✓ **Veta María Luisa.** En el caso de María Luisa, los dominios encontrados son lo mismo que se ha descrito para la veta Mary.
- ✓ **Cuerpo Galáctico.** El cuerpo Galáctico, según la información, pertenecería al dominio DE-IVA con un valor de RMR igual a 36, tanto para el caso del mineral y la roca encajonante.

4.7. Resistencia de la roca intacta

Para la realización de los ensayos de laboratorio se tomaron muestras de las estructuras en estudio correspondientes a bloques rocosos y núcleos de roca de sondajes diamantinos.

Tabla 8. Descripción de muestras y ensayos realizados

Litología	Tipo	Ensayos							
		PF	PLT	UCS	RTI	TX	CE	CD	CC
AND	T	3	0	2	2	2	1	2	2
DAC	T	2	0	2	2	1	1	1	1
CLZ	T	2	0	1	2	1	0	1	1
MIN	T	4	4	0	0	0	0	0	0
	B	0	0	2	1	0	0	1	1
Total		11	4	7	7	4	2	5	5

Litología (CLZ: caliza, DAC: dacita, AND: andesita, MIN: mineral); **Tipo** (T: testigo, B: bloque); **Ensayos** (PLT: Carga puntual, UCS: compresión uniaxial, RTI: resistencia a la tracción indirecta, TX: Compresión triaxial, PF: Propiedades físicas, CE: constantes elásticas, CD: corte directo, CC: carga cíclica).

Tabla 9. Resumen resultados de laboratorio

Litología	Propiedad	Resultados			
		Nº	Min.	Max.	Prom.
AND	Resistencia Compresiva Uniaxial (UCS ₅₀ , MPa)	2	157.8	162.9	160.3
	Resistencia a la tracción indirecta (σ_t , MPa)	2	16.0	16.1	16.1
	Constante m_i (adimensional)	2	13.3	16.3	14.8
	Cohesión (c, Mpa)	2	52.4	54.8	53.6
	Angulo de fricción interna (ϕ , °)	2	16.7	27.4	22.1
	Densidad seca (ρ , kg/m ³)	3	2.7	2.7	2.7
	Módulo de Young (E, GPa)	2	39.8	44.3	42.0
DAC	Relación de Poisson (ν , adimensional)	2	0.2	0.3	0.3
	Resistencia Compresiva Uniaxial (UCS ₅₀ , MPa)	2	81.2	84.2	82.7
	Resistencia a la tracción indirecta (σ_t , MPa)	2	10.9	12.3	11.6
	Constante m_i (adimensional)	1	-	-	18.1
	Cohesión (c, Mpa)	1	-	-	55.3
	Angulo de fricción interna (ϕ , °)	1	-	-	26.0
	Densidad seca (ρ , kg/m ³)	2	2.7	2.7	2.7
CLZ	Módulo de Young (E, GPa)	1	-	-	28.8
	Relación de Poisson (ν , adimensional)	1	-	-	0.1
	Resistencia Compresiva Uniaxial (UCS ₅₀ , MPa)	1	-	-	125.7
	Resistencia a la tracción indirecta (σ_t , MPa)	2	13.6	17.1	15.3
	Constante m_i (adimensional)	1	-	-	16.0
	Cohesión (c, Mpa)	1	-	-	45.4
	Angulo de fricción interna (ϕ , °)	1	-	-	11.8
MIN	Densidad seca (ρ , kg/m ³)	2	2.7	2.8	2.7
	Módulo de Young (E, GPa)	1	-	-	36.8
	Relación de Poisson (ν , adimensional)	1	-	-	0.1
	Índice de Carga Puntual (I ₅₀ , MPa)	4	4.2	9.2	5.8
	Resistencia Compresiva Uniaxial (UCS ₅₀ , MPa)	2	48.6	76.2	62.4
	Resistencia a la tracción indirecta (σ_t , MPa)	1	18.1	18.1	18.1
MIN	Densidad seca (ρ , kg/m ³)	4	2.6	4.4	3.7
	Módulo de Young (E, GPa)	1	38.8	38.8	38.8
	Relación de Poisson (ν , adimensional)	1	0.13	0.13	0.13

Litología (CLZ: caliza, DAC: dacita, AND: andesita, MIN: mineral); **Resultados** (Nº: número de datos, Min: valor mínimo, Max: valor máximo, Prom: valor promedio).

4.8. Aberturas máximas de excavaciones

Para llevar a cabo esta evaluación, las excavaciones han sido divididas en tres categorías según la función que cumplirá cada labor, las cuales pueden ser: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

4.8.1. Excavaciones permanentes

Dentro de este tipo de excavaciones se incluyen rampas, galerías de nivel, bypass, cámaras de chancado, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines, y otros. En lo posible estas excavaciones deben ser orientadas según las direcciones preferenciales de avance mencionadas en el acápite anterior, con el fin de favorecer en mejorar las condiciones de estabilidad, asimismo la velocidad de avance de la excavación y también en la disminución de requerimientos de sostenimiento.

En este tipo de excavaciones deberá instalarse un sostenimiento también permanente, que sea resistente a la corrosión y que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina. Según los resultados de la clasificación y de la zonificación geomecánica de las distintas estructuras y su entorno (mantos, vetas y cuerpos), podemos manifestar que las excavaciones permanentes preferentemente deben ser ubicadas en la caja piso, donde generalmente la roca es de mejor calidad, considerando que operativamente favorece además para la estabilidad global de la mina.

Tabla 10. Aberturas máximas de las excavaciones permanentes

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura promedio (m)	Tiempo aprox. de autosostenimiento
DE-II	> 60	65	6.7	6 semanas
DE-III A	51 – 60	55	5.0	2 semanas
DE-III B	41 – 50	45	3.2	3 días
DE-IV A	31 – 40	35	2.0	12 horas
DE-IV B	21 – 30	25	1.2	< 2 horas

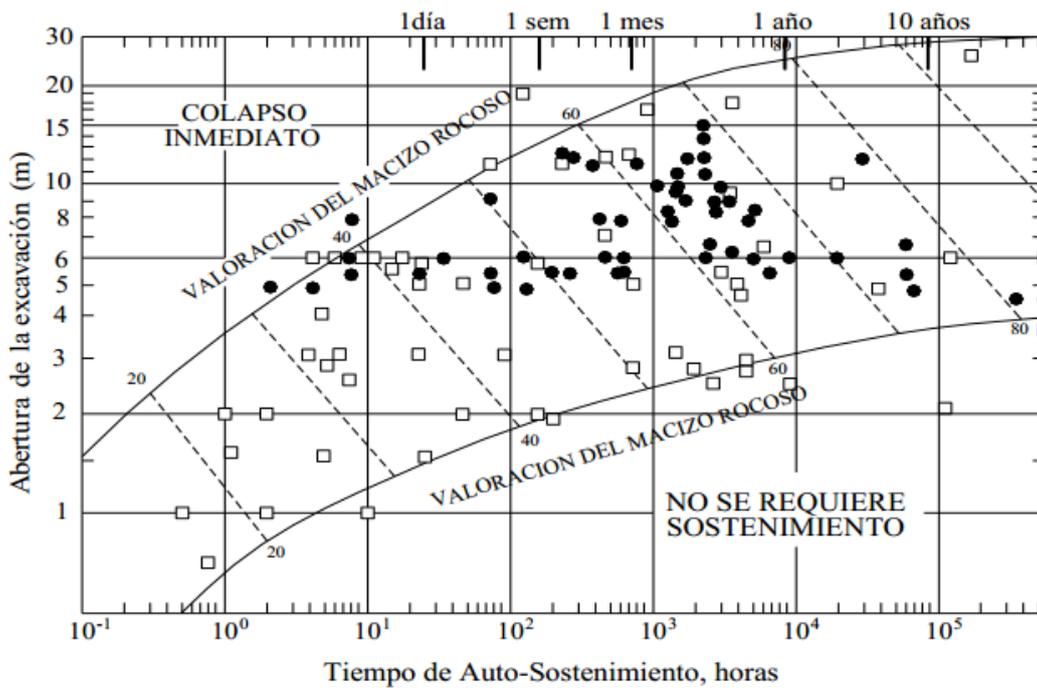


Figura 32. Guía para la estimación del tiempo de autosostenimiento

4.9. Excavaciones permanentes

Se incluye aquí las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como cruceros y galerías de perforación en los subniveles, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas, de tamaño suficientemente pequeño para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. En estas labores se pueden considerar excavaciones que van desde 3.5 m hasta 5 m de ancho, los cuales están en función al tamaño de los equipos disponibles para la extracción.

Tabla 11. Aberturas máximas de las excavaciones temporales

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura promedio (m)	Tiempo aprox. de autosostenimiento
DE-II	> 60	65	12.6	2 semanas
DE-IIIA	51 – 60	55	9.3	4 días
DE-IIIB	41 – 50	45	6.1	1 día
DE-IVA	31 – 40	35	3.8	3 horas
DE-IVB	21 – 30	25	2.2	< 1 hora

4.10. Tajeos

Para el segundo caso, generalmente es necesario ejecutar excavaciones temporales de mayores dimensiones del tipo de ingreso del personal,

principalmente asociados a los tajeos. En una primera etapa, se puede estimar la abertura máxima utilizando el criterio de Lang et.al. (1991), según el gráfico de la Figura 5, el cual fue elaborado a partir de 172 casos históricos tomados de excavaciones subterráneas temporales que cubrieron un amplio rango de condiciones de roca. En una etapa posterior, podemos utilizar otras técnicas como es el caso de la metodología del “Método Gráfico de Estabilidad” (MGE) el cual permite dimensionar el área del techo de los tajeos, así como el área de las paredes de los mismos.

4.11. Estimación del sostenimiento

Para la estimación del requerimiento del sostenimiento en las labores de las distintas estructuras se han utilizado distintos criterios de análisis, como es el caso del uso de los sistemas de clasificaciones geomecánicas, la metodología de MGE, el método de esfuerzo deformación mediante el uso del programa Phase2, y el concepto de interacción roca sostenimiento mediante el uso del RocSupport. Además, por otro lado, se ha realizado análisis tridimensionales para el sostenimiento en intersecciones con el software FLAC3D 6.0.

Tabla 12. Sostenimiento para labores de avance permanentes

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Requiere solo sostenimiento esporádico con pernos cementados.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1.3 m.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1.5 m + shotcrete sin refuerzo de 2” de espesor.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud espaciados cada 1.3 m + shotcrete reforzado de 3” de espesor. Utilizar malla metálica de ser necesario.
DE-IV B	21 – 30	Colocar previamente una capa de shotcrete reforzado de 2” de espesor. Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1.2 m + shotcrete reforzado de 2” a 3” de espesor. Utilizar malla metálica de ser necesario. Alternativamente, colocar cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1.2 m.
DE-V	< 21	Colocar previamente una capa de shotcrete reforzado de 3” de espesor. Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1 m + shotcrete reforzado de 3” de espesor. Utilizar malla metálica de ser necesario. Alternativamente, colocar cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1 m.

Estimación realizada para profundidades de 900, 600 y 500 m.

4.12. Modelos para el método de “*bench and fill*”-b&f

4.12.1 Veta Mary

El método de *bench and fill* involucra la creación de tajeos grandes y aplicados a los sectores de mejor calidad de masa rocosa. Este hecho puede ser aplicado en las vetas Mary y María Luisa que tiene similitud en la calidad de la roca

mineralizada y roca encajonante. Según los resultados de la evaluación de estabilidad de los tajeos mediante el método gráfico de estabilidad, estos han favorecido para la conformación de tajeos de más de 16 m de altura. Para veta Mary, se ha realizado el modelamiento en la sección ST-06 considerando las alturas actuales de tajeos y de 22 m de altura para la profundización. (3)

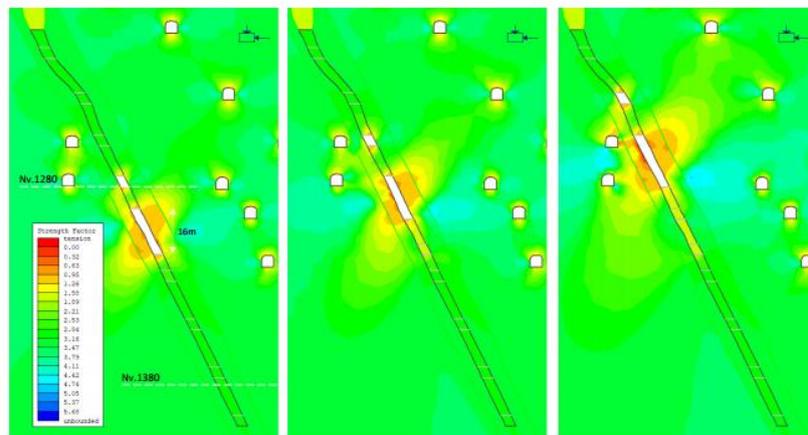


Figura 33. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF) en el minado de veta Mary

Según lo definido respecto a los valores asumidos de los esfuerzos *in situ*, el esfuerzo horizontal perpendicular a la dirección de la estructura mineralizada constituye el esfuerzo principal mayor, el esfuerzo intermedio es el vertical y el esfuerzo principal menor es horizontal y paralelo a la dirección de la estructura mineralizada. Los resultados concernientes con los factores de resistencia (SF) muestran valores que se hallan por encima de la unidad y en algunos casos cercanos a 1 lo que refleja que las condiciones de estabilidad serían aceptables para el desarrollo del método de explotación, tal como puede apreciarse en la Figura 5.6. La altura vertical de los tajeos en estos casos se halla entre 16 a 21 m. Para la simulación en profundidad debajo de la zona ya explotada, los isocontornos de SF resultan similares a lo descrito en el párrafo anterior. En este caso los tajeos tienen en todos los casos 22 m de altura vertical. En dicho modelo también se puede observar el grado de estabilidad del pilar puente ubicado debajo de la zona minada, el cual presenta condiciones de estabilidad satisfactorias para altura igual o mayor a 6 m.

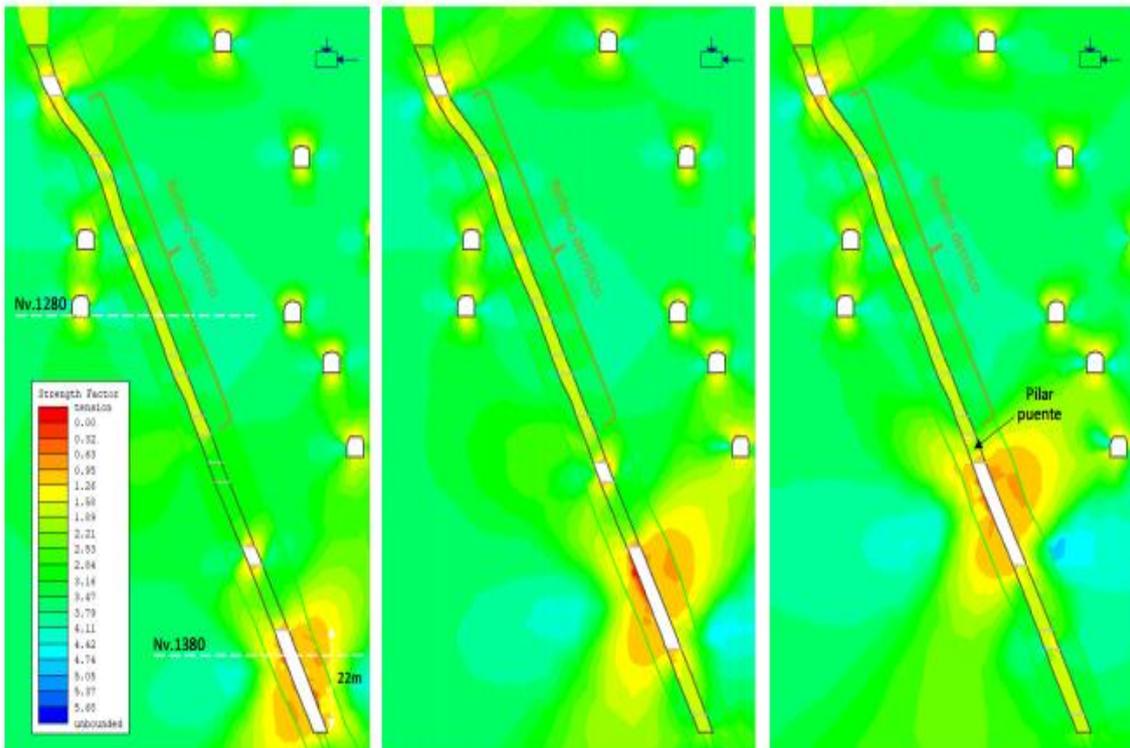


Figura 34. Simulación del minado mostrando los factores de resistencia (SF)

Por otro lado, teniendo presente los valores de desplazamientos totales, estos indican que puede existir deformaciones de menos de 5 cm en las cajas lo que representa posibles inestabilidades locales propias del minado pero que son tolerables manifestándose en una ligera dilución. Debido a que la estabilidad del minado se ve principalmente controlada por la caja techo el ancho del tajeo no es significativo ya que se trata de anchos en promedio de 4 m, cuya estabilidad de la corona se halla condicionada al sostenimiento previo colocado.

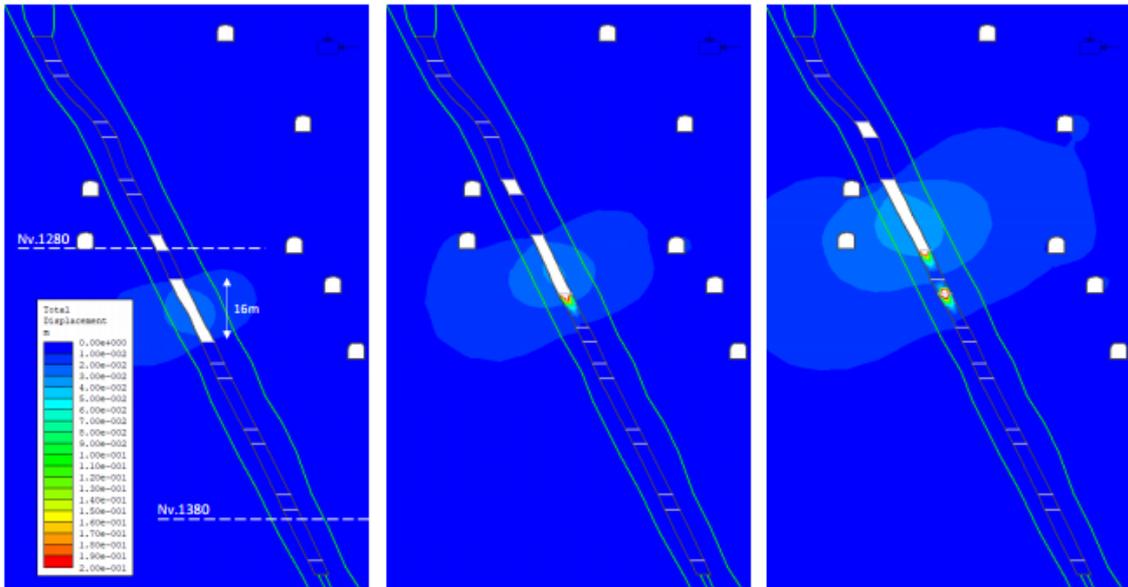


Figura 35. Ejemplo de los valores de desplazamientos totales alrededor de los tajeos en la veta Mary

4.12.2 Veta Maria Luisa

En la veta María Luisa también es aplicable este método de “*bench and fill*” teniendo en cuenta que las condiciones morfológicas y geomecánicas son similares a la veta Mary. Los subniveles encima del Nv. 1180 ya han sido planificados, en ese sentido se ha verificado la estabilidad de las excavaciones realizando modelamientos con una secuencia de minado similar a lo realizado para la veta Mary. La sección representativa de análisis considerada para la veta María Luisa ha sido la sección ST-10. (3)

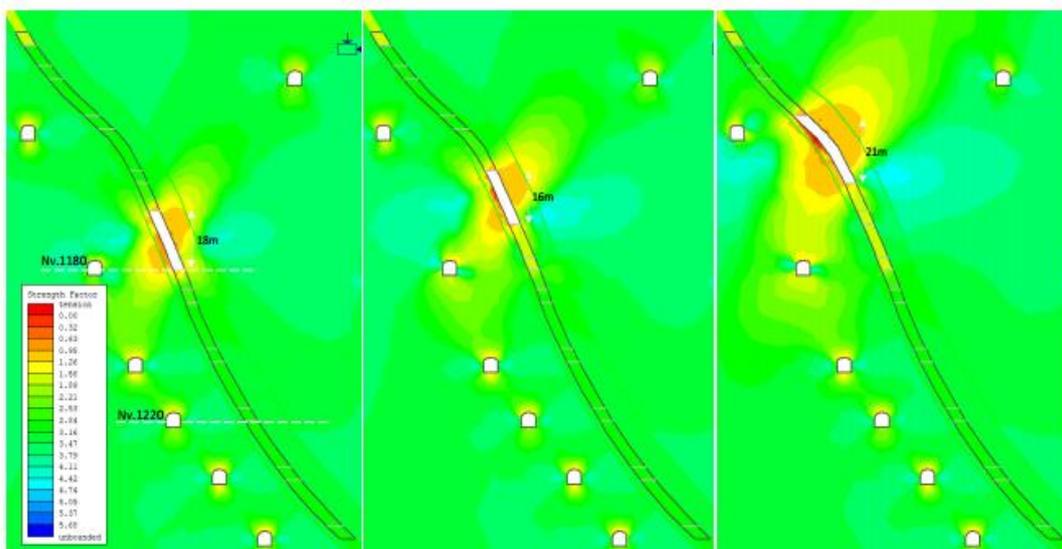


Figura 36. Simulación del minado en la veta María Luisa

4.13. Modelos para el método de *cut and fill* – c&f

4.13.1 Manto principal

Actualmente el manto principal se halla ramificado formando vetas individuales paralelas que tienen espesores variables de 1 a 3.5 m separadas por caballos estériles de espesor variable que en estos casos están variando desde 2 hasta 8 m aproximadamente. En este caso, se ha realizado un modelo numérico considerando la sección ST-02 donde la calidad promedio estimada para este manto está en el dominio DE-IVB tanto para la roca mineral y la roca encajonante. A partir del modelo realizado, se ha observado que existen desplazamientos totales que van entre 0.5 m hasta 1 m por lo general, de modo local en algunos sectores alcanza desplazamientos de hasta 1.2 m, donde dichas magnitudes son propias de modelos de roca plástica que requiere el uso de un buen sostenimiento obligatorio para mantener condiciones de estabilidad, los cuales pueden ser los indicados en el Cuadro 5.1 2 para el dominio DE-IVB.

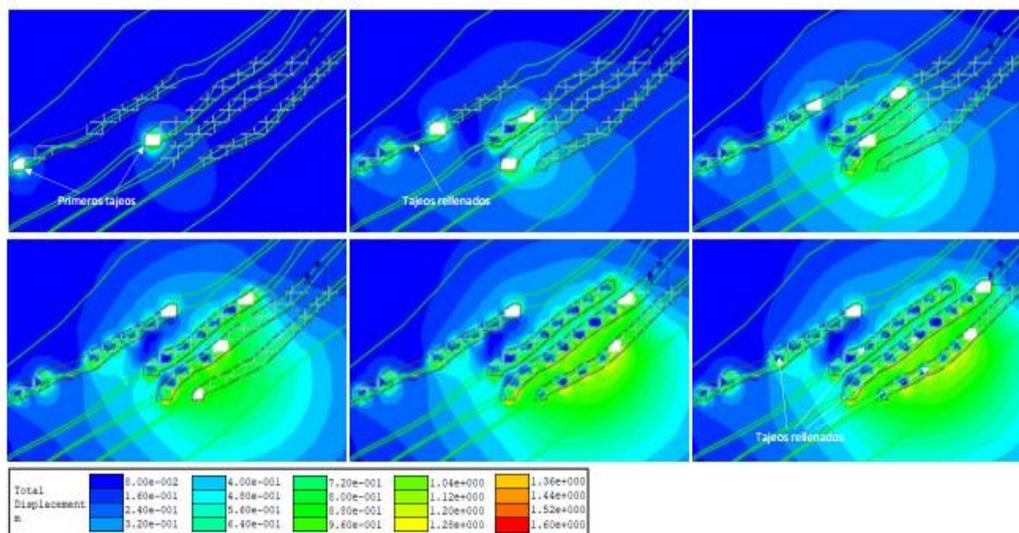


Figura 37. Simulación del minado en el manto Principal

Un aspecto a tener en cuenta es que el minado se inicia desde determinados niveles de manera ascendente hasta llegar a la base del minado del panel superior, y allí hay la necesidad de contar con un pilar puente de altura mínima que pueda garantizar la estabilidad del panel minado superior. Por esta razón, se ha realizado una simulación del minado para ver la estabilidad de los pilares puentes, que para el caso del manto Principal está ocurriendo en el dominio de calidad DE-IVB y para el caso de la veta Diana se aprecia que presenta calidad

del dominio DE-IVA. Los resultados de dichos análisis están reflejados en la Figura 38 donde las imágenes (a), (b) y (c) representan al dominio DE-IVA y las imágenes (d), (e) y (f) representan al DE-IVB. En el caso del minado en el dominio DE-IVA, los resultados indican perturbación moderada que puede ser manejada con pilares puentes de 7 m de altura mínima en el caso de excavaciones de 4 m de ancho. Para el mismo ancho de excavación, en el caso del dominio DE-IVB, la perturbación es mayor y en consecuencia el sostenimiento también es más riguroso, en este caso se observa que los pilares puentes deberían tener no menos de 9 m de altura. En ambos casos, para dichas alturas se observa que en la parte central de ambos pilares puentes se cuenta aún con un tramo estable en comparación con menores alturas recomendadas.

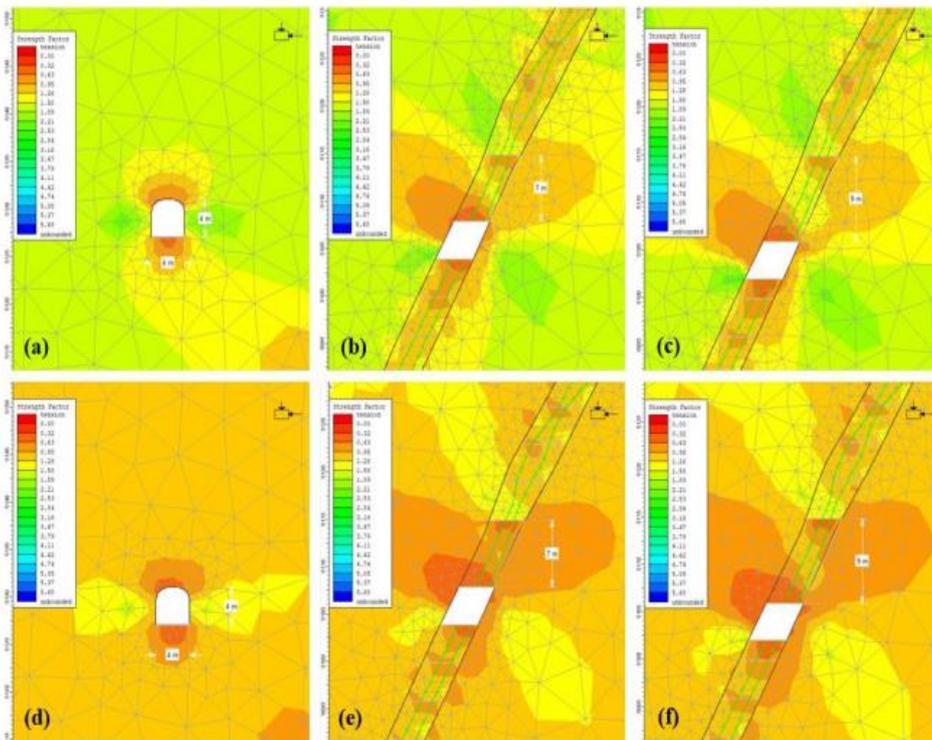


Figura 38. Distribución de factores de resistencia para el minado en rocas DE-IVA y DE-IVB

4.14. Modelos para el método de *drift and fill* – d&f

4.14.1Cuerpo Huaripampa

En el cuerpo Huaripampa se viene aplicando el método de “drift and fill” conformando tajeos de 4 m de ancho y 4 m de altura. Los análisis han sido realizados en rocas del dominio DE-IVB que ha resultado como promedio en este cuerpo tanto para el mineral y las cajas. Los resultados de los modelos

numéricos muestran que las deformaciones se hallan en el rango de 0.3 a 1 m en las distintas etapas de minado, magnitudes un poco altas debido a que el modelo no considera sostenimiento. También se puede apreciar que hay mayores deformaciones en los tajeos primarios (galerías con roca *in situ* en hastiales) que en algunos casos llega hasta 1.25 m. Las menores deformaciones se dan en los tajeos secundarios (galerías con relleno en hastiales). En la Figura 39 se muestra una vista con varias etapas del minado que son realizados en los distintos horizontes de manera ascendente. El sostenimiento obligatorio y pesado reduce las deformaciones y con ello poder controlar la estabilidad de las galerías primarias y secundarias. Asimismo, para el caso del sostenimiento, lo recomendado en el Cuadro 5.12 puede ser utilizado también para la estimación del mismo tomando en cuenta lo recomendado para el caso del dominio DE-IVB.

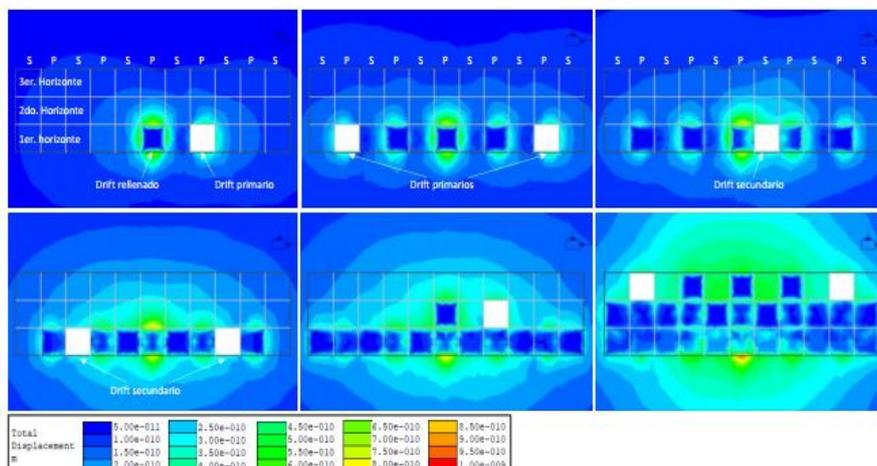


Figura 39. Simulación del minado en el cuerpo Huaripampa

Para el caso de los pilares puentes, las estimaciones realizadas en el caso del C&F también son válidas en este caso, recomendándose que el ancho de los tajeos del ultimo corte debajo del pilar puente sea el menor posible, de preferencia menor a 4 m.

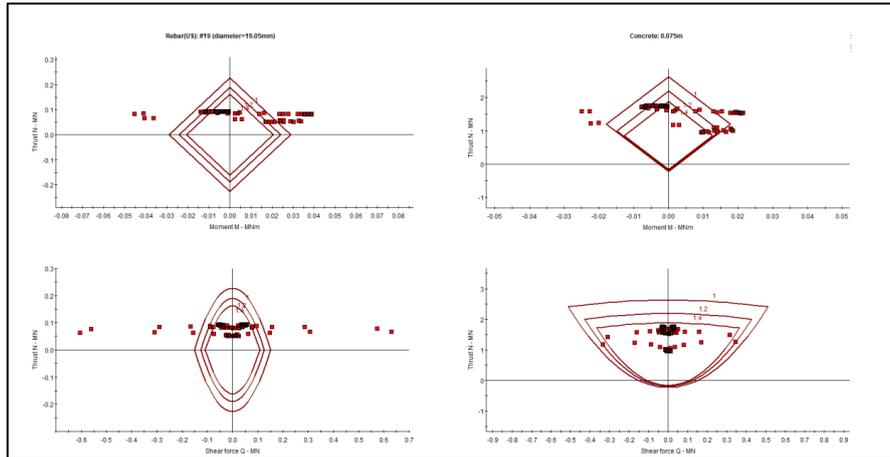


Figura 40. Resultados de las curvas de diagramas de empuje vs momento y corte

Los resultados indican que la mayoría de puntos en los distintos gráficos tanto del “rebar” y el “concreto” caen dentro de la región con los factores de seguridad (SF) definidos. Los puntos que caen fuera representan a valores que caen en las esquinas inferiores de la sección, así como en el piso de las mismas. Estos análisis fueron realizados para pernos espaciados cada 1 m y concreto de 3” de 35 MPa de resistencia compresiva.

CAPÍTULO V

VALIDACIÓN DEL MÉTODO PROPUESTO

5.1. Requerimiento de la operación

5.1.1 Visión

Producir al 2020 entre 75 y 85 MM onzas equivalentes con el costo de operación por onza mejores que el promedio de la industria, operando con excelencia operativa, innovación, sin accidentes y con los más altos estándares de responsabilidad social.

5.1.2 Misión

Somos operadores de minas especializados en las operaciones subterráneas que trabajamos con los más altos estándares mundiales de seguridad y excelencia operativa, contribuyendo al bienestar de nuestros trabajadores y vecinos, con el objetivo de maximizar la rentabilidad de nuestros accionistas.

5.1.3 Plan estratégico

Con la información previamente desarrollada y en forma conjunta con el personal de planeamiento y diseño de VOLCAN se evaluaron los métodos o alternativas de métodos de minado y estos fueron dimensionados en sus componentes estructurales tal como se menciona más adelante.

5.2 Análisis comparativo

5.2.2 Factores de producción

Tabla 13. Minado por taladros largos y breasting
MINADO POR TALADROS LARGOS VS BREASTING

PARÁMETROS

Método	Long. Tajo	Nro. Accesos	Nro. Subniveles	TMS
BREASTING	100.00	1	1.00	25,840
TL	100.00	2	2.00	21,352

DILUCIÓN

Método	Pot.	Buz.	Área Ore (m2)	Área demonte (m2) Caja Piso	Área demonte (m2) Caja Techo	Dilución
BREASTING-SN	1.5	55°	6.8998	5.1024	0.0000	60%
BREASTING-CORTES	1.5	55°	6.2960	5.1218	0.0000	66%
TALADROS LARGOS	1.5	55°	19.8263	8.4663	8.6779	70%

VALOR DE MINERAL

Método	%Cu	%Pb	%Zn	Oz Ag	VM(\$/t)
BREASTING	0.14	0.53	4.95	2.98	105.23
TL	0.14	0.51	4.80	2.89	101.90

COSTO

Método	(\$/t)
BREASTING	91.78
TL	64.83

MARGEN

Método	(\$/t)	\$
BREASTING	13.5	347,620
TL	37.1	791,623
Diferencia	23.6	444,003

TIEMPO DE MINADO (Accesos y subniveles)

BREASTING	7	meses
TL	7	meses
Diferencia	0	meses

5.3 Costos de minado

Tabla 14. Costos de minado

OCF	Método de Minado	Volcan		
	Tonelaje	US\$/t		
Centro de Costo	Tipo de Costo	Costo Fijo	Costo Variable	Costo Total
1.- Mina	1.1.- Preparación	0.8	10.4	11.2
	Perforación	0.1	3.1	3.2
	Voladura	-	1.4	1.4
	Carguio y Acarreo	0.1	0.7	0.8
	Sostenimiento	0.5	5.1	5.6
	Relleno	-	-	-
	Transporte	0.1	0.1	0.2
	1.2.- Explotación	2.6	24.3	26.8
	Perforación	0.8	2.1	2.9
	Voladura	0.6	3.9	4.5
	Carguio y Acarreo	0.7	1.9	2.6
	Sostenimiento	0.3	11.0	11.2
	Relleno	0.1	-	0.1
	Transporte	0.1	5.4	5.5
	1.3.- Servicios Auxiliares (1)	6.2	1.1	7.3
	Bombeo	1.1		1.1
	Ventilación	0.6		0.6
	Otros	4.6	1.1	5.6
	1.4.- Indirectos (2)	8.2		8.2
	1.5.- Energía Mina (3)	2.8	1.3	4.2
Total Costo de Minado	20.6	37.1	57.7	
2.- Planta (4)	Total Costo de Planta	2.3	5.5	7.8
3.- Administración (4)	Total Costo de Admi.	11.0	-	11.0
COSTOS TOTALES		33.9	42.6	76.5

Tabla 15. Costos de minado

SLS	Método de Minado	Volcan		
	Tonelaje	US\$/t		
Centro de Costo	Tipo de Costo	Costo Fijo	Costo Variable	Costo Total
1.- Mina	1.1.- Preparación	0.8	7.4	8.2
	Perforación	0.1	1.0	1.1
	Voladura	-	1.0	1.0
	Carguio y Acarreo	0.1	1.2	1.2
	Sostenimiento	0.5	4.1	4.6
	Relleno	-	-	-
	Transporte	0.1	0.1	0.2
	1.2.- Explotación	2.6	16.8	19.4
	Perforación	0.8	2.1	2.9
	Voladura	0.6	1.8	2.4
	Carguio y Acarreo	0.7	1.1	1.8
	Sostenimiento	0.3	5.7	5.9
	Relleno	0.1	0.2	0.3
	Transporte	0.1	5.9	6.0
	1.3.- Servicios Auxiliares (1)	6.2	1.1	7.3
	Bombeo	1.1		1.1
	Ventilación	0.6		0.6
	Otros	4.6	1.1	5.6
	1.4.- Indirectos (2)	8.2		8.2
	1.5.- Energía Mina (3)	2.8	1.3	4.2
Total Costo de Minado	20.6	26.6	47.2	
2.- Planta (4)	Total Costo de Planta	2.3	5.5	7.8
3.- Administración (4)	Total Costo de Admi.	11.0	-	11.0
COSTOS TOTALES		33.9	32.1	66.0

5.4 Análisis económico

Tabla 16. Análisis económico

BENCH & FILL					
Preparación - BF					
	LABOR	SECCION	METROS	VOLUMEN	RATIOS
Avances	SN	3.5 X 3.8	1,204		16.00 m ³ /1000t 33.59 \$/t 62.51 t/m
	AC	4.0 X 4.0	350		
	CA	4.0 X 4.0	750		
	BP	4.5 X 4.5	500		
	CH	2.0 X 2.0	122		
	RE	2.0 X 2.0	20	289	
Total			2,946	289	
AESAJE EJECUTA EL		34%	1,393		
Perforacion	mailla				
	Long Perf	3.3	129		Unidad mperf/disp
Voladura	SN	UN	ML	Ratio/Voladura	Cantidad
	EMULNOR 1000 DE 1-1/4" X 12"	CART/M	2,946	6.982	20,566
	EMULSION 3000 DE 1-1/4" X 12"	CART/M	2,946	119,544	352,137
	EMULSION 1000 DE 1-1/8" X 12"	CART/M	2,946	17,818	52,486
	DETONADOR NO ELECTN°1 4.20 MT	UN/M	2,946	13,000	35,294
	CORDON DETONANTE PENTACORD 3P	M/M	2,946	12,121	35,705
	MECHA RAPIDA Z18	M/M	2,946	0.152	446
	DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML	UN/M	2,946	0.606	1,785
	TUBOS PVC 1 1/2" X 10'	UN/M	2,946	3.939	11,604
TACOS DE ARCILLA	UN/M	2,946	10.606	31,242	
Sostenimiento	Tipo	UN		N° Total Elementos	
	Shotcrete		6574.77	2,661	m3
	Calibradores			31,787	unidades
	Split Set			13,953	unidades
	Mailla			16,437	unidades
	P. Hydraboit			3,939	unidades
Casquillos			5,666	unidades	
Placas			580	unidades	

Acarreo y transporte	A SUPERFICIE	10	10	Nivel 1320	
	SUPERFICIE A PLANTA VICTORIA	10.6	10.6		
	SUPERFICIE A PLANTA ANDAYCHAGUA	12.38	12.38		
	SUPERFICIE A PLANTA MAHR TUNEL	20.63	20.63		
	Total				
Acarreo Desmonte	Desmontera superficie a Zona1	4	4	SOLO 5%	
	Distancia para relleno de tajos	1	1		
Explotación - BF					
Perforación	T.Labor	# Tal	Long Perf / Tal	Long Total Perf (m.)	
	SLOT	108	12	1,296	
	SECCIÓN BA	2,258	12	27,090	
	Total			28,386	
	ACCESORIOS	Rend	Unid	Cantidad	
Voladura	BA	UN	TMD	Ratio/Voladura	Cantidad
	EMULNOR 1000 DE 1-1/4 X 12	CART/TMS	130,969	0.039	5,068
	EMULNOR 1000 DE 1-1/8 X 12	CART/TMS	130,969	0.060	7,920
	DETONADOR NO ELECT N°1 4.20 MT	UNTMS	130,969	0.050	6,600
	CORDON DETONANTE PENTACORD 3P	MTMS	130,969	0.050	6,600
	MECHA RAPIDA Z18	MTMS	130,969	0.010	1,320
	DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML	UNTMS	130,969	0.020	2,640
	TUBOS PVC 1 1/2' X 10'	UNTMS	130,969	0.242	31,678
	TACOS DE ARCILLA	UNTMS	130,969	0.151	19,799
	Acarreo y transporte	Ruta	km.	Dist. Promedio	Nivel 1320
A SUPERFICIE		10	10		
SUPERFICIE A PLANTA VICTORIA		10.6	10.6		
SUPERFICIE A PLANTA ANDAYCHAGUA		12.38	12.38		
SUPERFICIE A PLANTA MAHR TUNEL		20.63	20.63		
Total					
Acarreo Desmonte	Desmontera superficie a Zona1	4	4	SOLO 5%	
	Distancia para relleno de tajos	1	1		
Relleno	Vol. x T.Labor	Vol. Tot			
	SN	3,744	14,977	m3	
	BA	12,298	36,893	m3	
	Total		51,870	m3	

5.5 Productividad

Es la relación entre la producción e insumo (output - input), o también: $\text{productividad} = \text{cantidad producida} / \text{cantidad de recursos empleados en la producción}$. Revisaremos el análisis comparativo del comportamiento de la extracción de mineral por tarea (t/hg). De los resultados es notorio en la combinación de la producción mensual un gran aporte de productividad para el método de Taladros Largos, que significa el 7 % de la producción, principalmente porque se reduce la mano de obra. (4)

Tabla 17. Productividad

	T. L - Boomer	CRVM
Dilución en el banqueo	20%	15%
Dilución Total del Tajo (+SN)	30.0%	15%
Recuperación por método	92%	95%
Tonelaje Total del Tajo	31,430	33,807
Nº meses producción	8	10
Prod. Mensual	4,000	3,400
Nº personas / mes	15	33
Nº horas hombre / mes	375	825
Productividad (Ton /hg)	10.7	4.1

5.6 Seguridad

La seguridad siempre tiene como meta “cero accidentes”, sin embargo, aun cuando se maneje un gran sistema integrado de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente, la seguridad por ser un estado mental, una cultura, siempre dependerá de la cantidad de trabajadores, ya que cada uno de ellos tiene una actitud propia y distinta. (4)

En ese contexto, se realiza un ejercicio con proyecciones de producción. Asumimos para mostrar el beneficio del método que la mina se trabaja al 100 % por cada uno de los métodos, y lo primero que resalta es la menor cantidad de personal para producir lo mismo.

Asimismo, si se revisa los índices de gestión de seguridad bajo la misma metodología anterior, se tiene que, por menor exposición, los índices también mejoran significativamente.

Con lo que se demuestra que el objetivo principal de seguridad y productividad, están íntimamente enlazadas, y cualquier acción en función a optimizar la mano de obra en el ciclo de minado, repercutirá favorablemente en los índices de gestión.

5.7 Planeamiento de minado

La “Actualización del estudio geomecánico para el minado subterráneo de mina San Cristóbal”, comprendiendo la zona de profundización, así como los horizontes extremos tanto oeste y este de la parte longitudinal de la mina San Cristóbal, de las estructuras mineralizadas (mantos Paula Techo y Principal Techo, vetas Mary, Diana, María Luisa y cuerpos Huaripampa y Galáctico), con la finalidad de buscar las mejores alternativas de minado y dimensionar los componentes estructurales asociados a la explotación, de tal manera que se pueda contribuir a la selección del o de los métodos de minado más seguros y eficientes.

Con la información previamente desarrollada y en forma conjunta con el personal de planeamiento y diseño de VOLCAN se evaluaron los métodos o

alternativas de métodos de minado y estos fueron dimensionados en sus componentes estructurales tal como se menciona más adelante.

5.8 Resumen comparativo

Tabla 18. Resumen comparativo

METAS FÍSICAS					
BENCH & FILL					
EXPLOTACIÓN	CANTIDAD(Long.)	SECCION	UNIDAD		
Banco	720	3.5 x 12	m.		
SN	912	3.5 X 3.8	m.		
PREPARACIÓN	CANTIDAD(Long.)	SECCION	UNIDAD		
Ch servicios	116	2.0 x 2.0	dia.		
Accesos	350	4.0 x 4.0	m.		
DESARROLLO	CANTIDAD(Long.)	SECCION	UNIDAD		
Ca	300	4.0 X 4.0	m.		
Ca Acumulación/Carguío Mineral	150	4.0 X 4.0	m.		
Ca Bombeo BP	300	4.0 X 4.0	m.		
By Pass (Rampa Operativa)	500	4.5 X 4.5	m.		
Refugio	15.2	2.0 X 2.0	m.		
PERFORACIÓN	BANCO	# Tal	Long Perf	Long Total Perf (m.)	UNIDAD
		1908	12	22896	m.
	SN	35568	3	11012	m.
	Ac	13650	3	4226	m.
	Ca	11700	3	3622	m.
	Ca Acu/Carguío Mine	5850	3	1811	m.
	Ca Bombeo BP	11700	3	3622	m.
	BP(Rampa Operativa)	25000	3	7740	m.
	Refugio	334.4	3	104	m.
	Total			55,033	m.
VOLADURA					
BANCO	TMD	RATIO	CANTIDAD	UNIDAD	
EMULNOR 1000 DE 1-1/4 X 12	113,142	0.039	4,379	CART/TMS	
EMULNOR 1000 DE 1-1/8 X 12	113,142	0.060	6,842	CART/TMS	
DETONADOR NO ELECT N°1 4.20 MT	113,142	0.050	5,701	UN/TMS	
CORDON DETONANTE PENTACORD 3P	113,142	0.050	5,701	M/TMS	
MECHA RAPIDA Z18	113,142	0.010	1,140	M/TMS	
DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML	113,142	0.020	2,281	UN/TMS	
TUBOS PVC 1 1/2" X 10'	113,142	0.242	27,366	UN/TMS	
TACOS DE ARCILLA	113,142	0.151	17,104	UN/TMS	
SN, AC, CA, BP	TMI	RATIO	CANTIDAD	UNIDAD	
EMULNOR 1000 DE 1-1/4 X 12	2,527	11.410	28,835	CART/M	
EMULNOR 3000 DE 1-1/4" X 12"	2,527	62.940	159,062	CART/M	
EMULSION 1000 DE 1-1/8" X 12"	2,527	9.379	23,702	CART/M	
DETONADOR NO ELECT N°1 4.20 MT	2,527	10.530	26,612	UN/M	
CORDON DETONANTE PENTACORD 3P	1,615	10.874	17,563	M/M	
MECHA RAPIDA Z18	1,615	0.323	522	M/M	
DETONADOR ENSAMBLADO DE 2.10 ML	2,527	2.158	5,453	UN/M	
TUBOS PVC 1 1/2" X 10'	2,527	3.096	7,824	UN/M	
TACOS DE ARCILLA	2,527	6.733	17,017	UN/M	
ACARREO	RUTA	DISTANCIA	UNIDAD		
A SUPERFICIE		10	KM		
SUPERFICIE A PLANTA MAHR TUNEL		10.4	KM		
Acarreo Desmorte	tancia para relleno de tajos	1	KM		
SOSTENIMIENTO	CANTIDAD		UNIDAD		
Shotcrete	2,380		m3		
Calibradores	27,527		unidades		
Split Set	11,227		unidades		
Malla	13,237		unidades		
P_Hydrabolt	3,831		unidades		
Casquillos	4,580		unidades		
Placas	524		unidades		
RELLENO	Vol. x T.Labor	Vol. Tot	UNIDAD		
SN	6,944	26,386	m3		
BANCO	10,775	32,326	m3		
	TOTAL	58,712			
MANTENIMIENTO GENERAL	CANTIDAD		UNIDAD		
CON DILUCION	205,482		ton		
SIN DILUCION	112,006		ton		

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

1. La Mina San Cristóbal está localizada en el flanco occidental del “Anticlinal de Yauli” que es una amplia estructura regional.

2. La mina San Cristóbal políticamente está ubicada en el distrito y provincia de Yauli, región Junín. Tiene las siguientes coordenadas UTM (WGS84-18S): 8704006 N – 382850 E y una altitud entre 4,300 y 5,000 m s. n. m. La mina está localizada en el flanco occidental del “Anticlinal de Yauli” que es una amplia estructura regional.

3. En relación a la estratigrafía, la secuencia litológica se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior. El Paleozoico tiene dos pisos: el inferior formado por el grupo Excelsior y el superior por el grupo Mitú; el Excelsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte oeste del domo de Yauli y en el anticlinal de Ultimátum hacia el este; el Mitu aflora en la mayor parte del domo. El margen está constituido por las formaciones Mesozoicas: grupo Pucará, grupo Goyllarisquizga, grupo Machay y las formaciones Pariatambo y Jumasha. Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testifican la actividad ígnea en la zona.

4. Respecto a la geología estructural, la mina San Cristóbal está dentro de la unidad estructural regional conocida como domo de Yauli, que aparece como una estructura domal tectónica (ventana tectónica). Tiene una longitud de 30 km y el ancho en su parte más amplia alcanza hasta 15 km, su orientación mantiene la dirección andina NNWSSE. En el núcleo del domo se superponen las tectónicas hercínicas y andinas que afectan a las rocas desde el Excélsior hasta el Casapalca. En el área del proyecto los grupos Pucará y Goyllarisquizga están afectados por grandes y alargados pliegues muy apretados, fallas inversas y largos sobre escurrimientos producto de los esfuerzos compresivos.
5. Referente a la geología local, las principales formaciones rocosas que se presentan en la zona de estudio, las cuales han dado origen y se relacionan con la mineralización son el grupo Excélsior, Metavolcánicos, grupo Mitu, grupo Pucará, grupo Goyllarisquizga y las rocas intrusivas.
6. La complejidad geológica del distrito ha dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales. Después de la última etapa del plegamiento "Quechua" y la formación de las fracturas de tensión, vino el período de mineralización; soluciones residuales mineralizantes originadas probablemente de los stocks de monzonita cuarcífera, invadieron el área dando lugar a la formación de vetas, mantos y cuerpos; sin embargo es necesario aclarar el origen de los mantos y cuerpos, fueron rellenados y/o reemplazados indistintamente por soluciones hidrotermales, a través de canales alimentadores (feeders).
7. En mina San Cristóbal se dan dos tipos de mineralización: sistemas de vetas y mantos y cuerpos. En el primer caso se observa la presencia de vetas como Mary, Ramal Mary, Yanina, María Luisa (ML), Ruth, Carmen, Lourdes y Penélope, siendo las de mayor importancia las vetas Mary y ML, las mismas que están en explotación. En el segundo están los mantos; Principal, Paula Techo y Diana, también se tiene los cuerpos Huaripampa y Galáctico.

8. Los resultados de la zonificación geomecánica del yacimiento utilizando el criterio RMR de Bieniawski RMR89 ha indicado que la calidad del macizo rocoso está diferenciada en las distintas estructuras mineralizadas. En el caso de las vetas Mary y María Luisa, la calidad dominante en las mismas vetas y cajas inmediatas es del dominio DE-III A y en las cajas alejadas pasa al dominio DE-II. En el caso de los cuerpos Huaripampa y Principal, la calidad dominante es del dominio DE-IV B tanto en el mineral y en la roca encajonante. Por otro lado, en el caso de la veta Diana y cuerpo Galáctico, la calidad es principalmente del dominio DE-IV A en el mineral como en las cajas aledañas. Para el caso de la veta Paula Techo no se ha registrado información.
9. La zonificación geomecánica fue realizada a partir de los datos del mapeo geomecánico en las labores subterráneas y del logueo geotécnico de varios sondajes típicos para cada estructura evaluada. No ha sido posible realizar un modelo de bloques de calidad debido a que la cantidad de sondajes es insuficiente para armar un modelo de bloques, razón por la cual la zonificación geomecánica de la masa rocosa se presenta en plantas y secciones particulares a cada estructura mineralizada, pudiéndose concluir que, al nivel de información, los resultados encontrados son significativos.
10. Los parámetros de resistencia tanto de la roca intacta y de las discontinuidades fueron determinados mediante ensayos de campo y de laboratorio, verificándose que existe buena correlación entre lo obtenido en campo y los resultados del laboratorio. La estimación de la resistencia compresiva en las rocas caliza y volcánico de mejor calidad fueron estimados en R4 y R5 (50-100 y 100-250 MPa), mientras que existe otra roca caliza de mala calidad que tiene resistencia entre R2 y R3 (5-25 y 25-50 MPa). Para el caso de la estimación de los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007).
11. En relación a las condiciones de agua subterránea, según se pudo observar durante los mapeos geomecánicos de la masa rocosa de las labores que la presencia de agua subterránea no es significativa, considerándose como

húmeda en todos los casos. En relación al estudio hidrogeológico se encontró que la precipitación media anual para una altitud media de 4,700 msnm, fue de 873 mm/año, además, se diferenciaron 3 unidades hidrogeológicas con predominancia de rocas intrusivas y volcánicas, cubierto por suelos fluvioglaciares. El caudal anual por efecto de la profundización de mina fluctuará entre 143.9 l/s para el 2020 hasta 160.2 l/s para el año 2023.

12. Para el tema de los esfuerzos, ante la ausencia de mediciones de valores de esfuerzos, se ha estimado la condición de ellos de manera tradicional en las distintas vetas y zonas en evaluación, las cuales tienen distintas profundidades que van aproximadamente desde 330 hasta 900 m, en tal sentido de manera conceptual el esfuerzo vertical está variando desde 8.9 hasta 24.3 MPa y el valor de k estaría variando desde 0.5 hasta 2.1, por lo que los esfuerzos horizontales pueden estar entre 4.5 y 51 MPa.
13. Utilizando toda la información básica desarrollada y presentada en las conclusiones anteriores se han realizado un número de análisis de diseño para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones que estarían involucradas con el minado de las distintas vetas. Asimismo, se han determinado la dirección preferencial de avance de las excavaciones, las aberturas máximas de las excavaciones permanentes y temporales, dimensiones de los tajeos, el sostenimiento, y otros aspectos asociados a los métodos de minado.
14. Para el caso de las labores en intersecciones, se han realizado modelamientos numéricos en 3D utilizando el programa FLAC 3D con el fin de analizar espacialmente la estabilidad de dichas excavaciones. Asimismo, se realizó un análisis previo sobre la opción de la secuencia del minado en profundidad de la veta Mary.

6.2. Recomendaciones

1. Para la evaluación geomecánica de una mina es muy importante la cantidad de información que se dispone, y dicha información generalmente proviene de sondajes realizados como parte de la exploración. A consecuencia de

ello, es recomendable que se tome acciones para levantar la información de todos los sondajes de exploración existentes que están direccionados a las estructuras mineralizadas con la finalidad de construir un modelo de bloques en función al RMR y con ello tener mayor certeza de las zonas con su respectiva calidad.

2. Los resultados del arreglo estructural de la masa rocosa han indicado que existen direcciones preferenciales de avance de las excavaciones en cada estructura en particular. Si bien, por temas operativos, la orientación de la mayoría de labores serán paralelos a las distintas vetas, siempre que sea posible, es recomendable adoptar las direcciones de avance propuestas, puesto que las excavaciones tendrán condiciones de estabilidad más favorables y también el sostenimiento resultaría menor.
3. Para los métodos de minado propuestos hay necesidad de utilizar algún tipo de relleno, en el B&F el tipo relleno es el relleno detrítico y en el C&F puede ser detrítico o el relleno hidráulico. Cuando la roca es de mala calidad es recomendable evitar el uso de relleno hidráulico por la cantidad de agua que ingresa a los tajeos, ya que este hecho contribuye a crear posible inestabilidad de las cajas.
4. Otro aspecto importante a tomar en cuenta para mantener condiciones de estabilidad satisfactorias de las excavaciones asociadas al minado, en particular de los tajeos, y también para minimizar la dilución y mejorar la recuperación del mineral del yacimiento, es la operación de perforación y voladura. Es recomendable al respecto utilizar los más altos estándares de esta operación unitaria, realizando cuidadosos diseños y ejecuciones de perforación y voladura.
5. También es relevante tener en cuenta la presencia del agua subterránea durante la etapa de minado. Se recomienda mantener en estado seco los tajeos principalmente cuando la roca es de menor calidad. El drenaje de los tajeos se puede realizar profundizando niveles inferiores a los tajeos de producción con la finalidad de deprimir el nivel freático en estos sectores.

6. Los sistemas de sostenimiento recomendados en el Capítulo 5 tanto para excavaciones permanentes como temporales deben ser tomados como guía para el sostenimiento de las excavaciones asociadas a los diferentes métodos de explotación propuestos. Es muy importante considerar el sostenimiento en los tajeos cuando se sobrepasa las longitudes máximas recomendadas sin sostenimiento.
7. Las dimensiones de los tajeos en vetas que tienen menor buzamiento van estar condicionadas al buzamiento de las mismas. En este caso, para el minado de tajeos grandes siempre es recomendable adoptar menores alturas de tajeos para garantizar la estabilidad de la caja techo que quedan colgadas luego de la limpieza del mineral debido a que por el buzamiento de la veta, la altura inclinada de la caja techo se incrementa significativamente, por lo que es recomendable exponer menor altura de la caja techo.
8. En el proceso de planeamiento y diseño del minado, según los diferentes métodos de minado, la interacción entre el personal de Planeamiento y el personal de Geomecánica debe ser permanente para un apoyo más efectivo de este último en relación a los diseños que proponen los planificadores.
9. Respecto al tema de la sismicidad inducida por el minado se dan varias recomendaciones de las cuales se resume en uso de sostenimiento con malla, pernos y *shotcrete* en rocas competentes, la implementación de un sistema de monitoreo sísmico, la recopilación sistemática de la información relacionada con la ocurrencia de estallidos de rocas y su tratamiento estadístico posterior, y la realización de nuevos ensayos especiales
10. Por otro lado, se recomienda a VOLCAN realizar una campaña de medición de esfuerzos *in situ* para el caso de la mina San Cristóbal, puesto que la mina se halla a una profundidad considerable, además de tener en algunos sectores roca competente que podría manifestarse en la generación de ambientes sobreesforzados con riesgo a posibles liberaciones de energía, principalmente en las labores de las vetas Mary y María Luisa.

11. Con la información precedente se podrá desarrollar aplicaciones de modelos numéricos que constituyen la herramienta o método de cálculo para determinar las características del comportamiento a los esfuerzos y deformaciones del macizo rocoso, en función de la estructura de la mina, siendo por esta razón muy recomendable las mediciones de esfuerzos y la implementación del sistema de monitoreo sísmico con salida de datos en tiempo real.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BIENIAWSKI Z.T. *Engineering Rock Mass Classification*. Wiley – Interscience Publication – 1989.
2. OSINERGMIN. *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Inversiones IAKOB S. A. C., 2017. 2017-05838.
3. VILLEGAS, F. Inspección Geomecánica Corporativa, Mina San Cristóbal, sector SN_762_Ex AC_992 y NV 1340 Veta Mary, – diciembre 2019.
4. SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA, PETRÓLEO Y ENERGÍA. *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*. Lima : Sociedad Nacional de minería, petróleo y energía, 2004.