

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**“Reducción del riesgo de caída de rocas a nivel de
banco en una operación minera a tajo abierto con la
aplicación de un análisis estructural”**

Tesis para optar el título de INGENIERO DE MINAS, que presenta el
bachiller:

LUIS ANIBAL YALAN NOVOA
SERGIO AUGUSTO VALENZUELA ROJAS

Asesor: Mg. Oscar Cabello Robles

Lima, noviembre 2020

RESUMEN

La presente tesis está orientada al análisis de caída de rocas a nivel de banco y evaluación de los impactos operativos y económicos en el tajo abierto en estudio. Los eventos de caída de rocas a nivel de banco, si bien es cierto no son un problema grave de estabilidad a escala global, pero son suficiente para impactar de manera negativa a la seguridad de la operación minera y en los costos operativos.

En base a lo indicado, se realiza el presente estudio que abarca desde el análisis cinemático, análisis probabilístico de caída de bloques de roca, análisis de proyección de rocas hacia bancos inferiores o rampas operativas para posteriormente evaluar los ángulos geotécnicos actuales a nivel de banco; así como, los impactos operativos y en costos de dichos eventos o potenciales eventos de caídas de rocas.

Debido a la condición predominante del macizo rocoso en el tajo (moderado a alto RQD y resistencia), los eventos de caída de rocas se deben principalmente a deslizamientos de bloques a través de las estructuras; por ello, es necesario el levantamiento de información estructural en campo. Se realiza el mapeo estructural mediante el uso de dron en las zonas de interés de las fases operativas 1 y 2 del tajo. Esta data estructural es procesada y validada para ser utilizada posteriormente en el análisis cinemático, el cual permitirá determinar una probabilidad de ocurrencia de falla en las zonas de interés mencionadas mediante el uso del software DIPS. En lo siguiente, se realiza el análisis probabilístico de caída de bloques de roca en las zonas de interés a nivel banco con el uso del software Sblock, con el propósito de obtener resultados de factores de seguridad y probabilidades de falla. Posteriormente, con la identificación de los sectores específicos con potenciales eventos de caída de roca, se evalúa la proyección de rocas hacia bancos inferiores o si llega incluso hasta las rampas operativas mediante simulaciones 3D en el software RFall 3D.

En base a los resultados de los análisis cinemático, análisis probabilístico y análisis de proyección de rocas, se evalúa los ángulos de diseño geotécnico actuales a nivel de banco con propósito de reducir el riesgo de caída de rocas; así como, el impacto operativo y económico de dichos eventos en el tajo.

Finalmente, se sugiere reducir los ángulos geotécnicos a nivel de banco en las zonas más críticas del tajo en estudio para así mejorar la seguridad y proporcionar también una mayor continuidad de la operación minera.



Dedicatoria

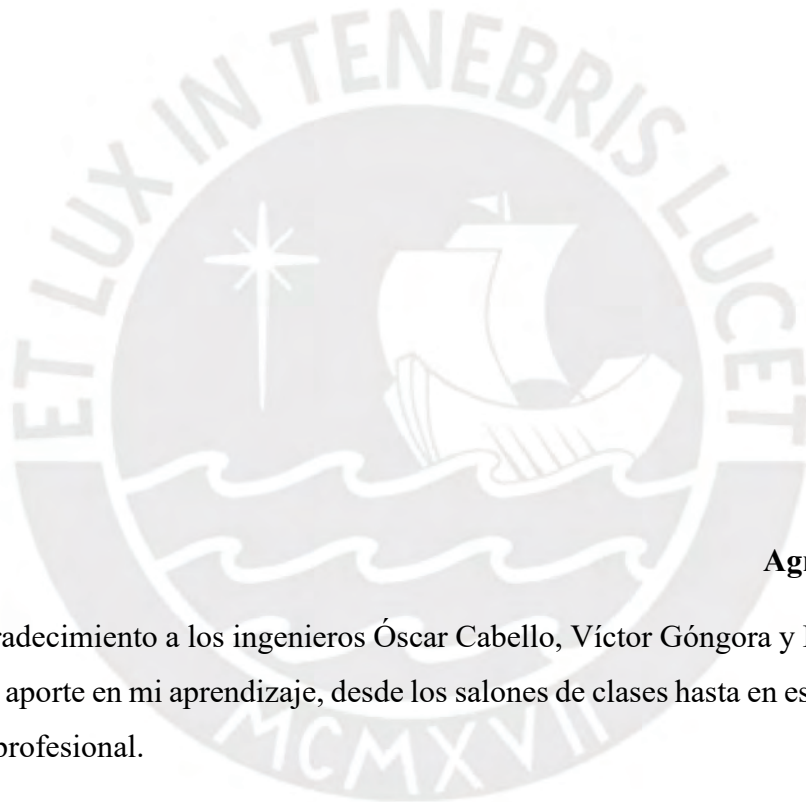
Dedico este trabajo a mis padres, Nilda Novoa y Luis Alberto Yalan, quienes con su ejemplo constante de esfuerzo, perseverancia y amor, motivaron en mi corresponderles de alguna manera y llegar hasta esta etapa de mi carrera profesional.

Dedicatoria

Este trabajo lo dedico a mi familia y amigos cercanos, quienes por su buena influencia y guía en las diferentes etapas de mi vida han construido quien soy y quienes me motivan diariamente a seguir mejorando como persona y profesional.

Agradecimientos

Agradecimiento especial a los ingenieros Óscar Cabello y Víctor Góngora, quienes fueron mis mentores al inicio de mi vida profesional y contribuyeron para que este trabajo sea posible.



Agradecimientos

Mi sincero agradecimiento a los ingenieros Óscar Cabello, Víctor Góngora y Diana Cámara, por su ayuda y aporte en mi aprendizaje, desde los salones de clases hasta en esta etapa inicial de mi carrera profesional.

Agradezco también al ingeniero William Gibson por proveerme de manera afable el software de su autoría “Rfall 3D” para el desarrollo de este trabajo.

Contenido

1	INTRODUCCIÓN	1
	1.1 OBJETIVOS Y ALCANCE	1
	1.1.1 <i>Objetivo principal</i>	1
	1.1.2 <i>Objetivos secundarios</i>	1
	1.2 JUSTIFICACIÓN	2
2	REVISION BIBLIOGRÁFICA	3
	2.1 MODELO GEOTÉCNICO	3
	2.1.1 <i>Modelo estructural</i>	3
	2.1.2 <i>Modelo del macizo rocoso</i>	5
	2.1.3 <i>Modelo geológico</i>	5
	2.1.4 <i>Modelo hidrogeológico</i>	7
	2.2 USO DE DRONES EN MINERÍA	8
	2.2.1 <i>Fotogrametría</i>	8
	2.2.2 <i>Modelo fotogramétrico en 3D</i>	9
	2.2.3 <i>Ventajas del mapeo estructural con dron</i>	10
	2.3 USO DE RADARES	11
	2.3.1 <i>Principios de funcionamiento</i>	11
	2.3.2 <i>Mediciones de radar</i>	12
	2.3.3 <i>Tipo de forma de medición</i>	14
	2.4 ANÁLISIS CINEMÁTICO PARA TALUDES	15
	2.4.1 <i>Falla cuña</i>	15
	2.4.2 <i>Falla planar</i>	16
	2.4.3 <i>Falla volcamiento</i>	17
	2.5 KEYBLOCK ANALYSIS	18
	2.5.1 <i>Definición del Key block</i>	18
	2.5.2 <i>Parámetros del software Sblock</i>	20
	2.6 DISEÑO DE BANCO & BERMA	22
	2.6.1 <i>Diseño de ancho de berma</i>	22
	2.6.2 <i>Diseño de ángulos de banco</i>	24
3	CASO APLICATIVO	24
	3.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	24
	3.2 OPERACIONES	25

3.3	PROBLEMA DE CAÍDA DE ROCAS	25
3.3.2	<i>Impacto de caída de rocas en la operación</i>	28
3.4	EXPLICACIÓN AL PROBLEMA DE CAÍDA DE ROCAS	29
3.4.1	<i>Inspección en campo</i>	30
3.4.2	<i>Mecanismos de falla</i>	31
3.4.3	<i>Influencia de la presencia de lluvias</i>	36
3.4.4	<i>Influencia de voladura</i>	36
3.4.5	<i>Interacción con los equipos</i>	38
4	CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	38
4.1	ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA	39
4.2	ESTIMACIÓN DEL RQD.....	40
5	DELIMITACIÓN DE ZONAS DE INTERÉS	42
5.1	DETERMINACIÓN DE ZONAS EN DEFORMACIÓN CON USO DE RADARES	42
5.2	DETERMINACIÓN DE SECTORES DE ANÁLISIS.....	46
5.2.1	<i>Delimitación de sectores con la misma dirección de buzamiento del talud</i>	46
5.2.2	<i>Generación de secciones para evaluar RQD-UCS</i>	48
6	LEVANTAMIENTO DE ESTRUCTURAS CON EL USO DE DRON	51
6.1	DEFINICIÓN DE RUTA DE VUELO PARA EL DRON.....	51
6.2	MODELO FOTOGRAMÉTRICO 3D	59
6.3	LEVANTAMIENTO DE INFORMACIÓN ESTRUCTURAL.....	61
6.3.1	<i>Obtención de familias estructurales para el sector de análisis de fase 1</i>	64
6.3.2	<i>Obtención de familias estructurales para el sector de análisis de fase 2</i>	66
6.4	VALIDACIÓN DE DATA ESTRUCTURAL DEL SECTOR DE ANÁLISIS DE FASE 1	68
6.5	VALIDACIÓN DE DATA ESTRUCTURAL DEL SECTOR DE ANÁLISIS DE FASE 2	70
7	ANÁLISIS CINEMÁTICO EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS.....	71
7.1	GENERACIÓN DE SECCIONES EN SECTORES DE ANÁLISIS	71
7.2	DETERMINACIÓN DE PROBABILIDAD DE OCURRENCIA DE FALLA PARA SECTOR DE ANÁLISIS DE FASE 1	72
7.2.1	<i>Análisis cinemático para falla planar</i>	73
7.2.2	<i>Análisis cinemático para falla en cuña</i>	74
7.2.3	<i>Análisis cinemático para de falla volcamiento</i>	75
7.3	DETERMINACIÓN DE PROBABILIDAD DE OCURRENCIA DE FALLA PARA SECTOR DE ANÁLISIS DE FASE 2	79
7.3.1	<i>Análisis cinemático para falla planar</i>	80
7.3.2	<i>Análisis cinemático para falla en cuña</i>	80

7.3.3	<i>Análisis cinemático para falla volcamiento</i>	80
8	ANÁLISIS PROBABILÍSTICO DE CAÍDA DE BLOQUES DE ROCA EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS	81
8.1	GENERACIÓN DE SECCIONES PARA OBTENCIÓN DE BUZAMIENTO, DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO Y ANCHO DE BERMA DE LOS SECTORES DE ANÁLISIS	82
8.2	DETERMINACIÓN DE DATOS DE ENTRADA PARA EL ANÁLISIS PROBABILÍSTICO EN EL SOFTWARE SBLOCK	82
8.2.1	<i>Buzamiento y dirección de buzamiento de las estructuras</i>	82
8.2.2	<i>Persistencia y espaciamiento de las estructuras</i>	83
8.2.3	<i>Fricción y cohesión de las estructuras</i>	84
8.3	REVISIÓN DE RESULTADOS DEL ANÁLISIS PROBABILÍSTICO EN EL SOFTWARE SBLOCK	85
8.3.1	<i>Factor de seguridad en el sector de análisis de la fase 1</i>	85
8.3.2	<i>Probabilidad de falla en el sector de análisis de la fase 1</i>	87
8.3.3	<i>Factor de seguridad en el sector de análisis de la fase 2</i>	87
8.3.4	<i>Probabilidad de falla en el sector de análisis de la fase 2</i>	90
9	EVALUACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS	90
9.1	SIMULACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN EL SOFTWARE RFALL EN EL SECTOR DE ANÁLISIS DE LA FASE 1	90
9.2	SIMULACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN EL SOFTWARE RFALL EN EL SECTOR DE ANÁLISIS DE LA FASE 2	93
9.3	EVALUACIÓN DE RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN EL SECTOR DE ANÁLISIS 1.....	98
9.4	EVALUACIÓN DE RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN EL SECTOR DE ANÁLISIS 2.....	99
10	EVALUACIÓN DE ÁNGULOS DISEÑO GEOTÉCNICO A NIVEL DE BANCO (BFA)	101
10.1	EVALUACIÓN DE RESULTADOS DEL ANÁLISIS CINEMÁTICO	102
10.2	EVALUACIÓN DE RESULTADOS DEL ANÁLISIS PROBABILÍSTICO DE BLOQUES DE ROCA	106
10.3	EVALUACIÓN DE RESULTADOS PROYECCIÓN DE ROCAS	109
10.4	CONSIDERACIONES DE REDUCCIÓN DE BERMAS EN LOS BANCOS.....	112
10.5	CONSIDERACIONES DE VOLADURA PARA CUMPLIMIENTO DE LOS BFA.....	112
11	EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL IMPACTO DE CAÍDA DE ROCAS A NIVEL DE BANCO EN LA OPERACIÓN MINERA	113
11.1	IMPACTOS OPERATIVOS DE CAÍDA DE ROCAS EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS.....	113
11.2	EVALUACIÓN ECONÓMICA DE CASO DEL INCREMENTO DE COSTO DE TRANSPORTE EN FASE 1	114
12	CONCLUSIONES	119
13	RECOMENDACIONES	121
14	BIBLIOGRAFÍA	123
15	ANEXOS	123

Lista de tablas

Tabla 3.1 Dominios geotécnicos: ángulos de diseño.....	25
Tabla 6.1 Tabla de datos obtenidos a través del mapeo estructural con dron	63
Tabla 7.1 Probabilidad de ocurrencia de falla planar- Sector de análisis 1	74
Tabla 7.2 Probabilidad de ocurrencia de falla por cuña- Sector de análisis 1	75
Tabla 7.3 Probabilidad de ocurrencia de falla por volcamiento- Sector de análisis 1.....	76
Tabla 8.1 Buzamiento y dirección de buzamiento - Sector de análisis 1	83
Tabla 8.2 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.1.....	83
Tabla 8.3 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.2.....	83
Tabla 8.4 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.3.....	83
Tabla 8.5 Espaciamiento y persistencia - Sector de análisis 1	84
Tabla 8.6 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.1	84
Tabla 8.7 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.2.....	84
Tabla 8.8 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.3.....	84
Tabla 8.9 Cohesión y ángulo de fricción - Sector de análisis 1.....	85
Tabla 8.10 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.1	85
Tabla 8.11 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.2.....	85
Tabla 8.12 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.3	85
Tabla 8.13 Factor de seguridad – Sector de análisis 1.....	86
Tabla 8.14 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.1	88
Tabla 8.15 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.2.....	88
Tabla 8.16 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.3.....	89
Tabla 9.1 Propiedades del terreno considerados según la zona del pit.....	91
Tabla 10.1 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Sector de análisis 1	107
Tabla 10.2 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.1.....	108
Tabla 10.3 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.2.....	108
Tabla 10.4 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.3.....	109
Tabla 10.5 <i>Resumen de resultados de las simulaciones de caída de rocas con el software Rfall 3D</i>	110

Tabla 11.1 Velocidades de camiones CAT793	116
Tabla 11.2 Incremental de costos de acarreo por día en rampa noroeste del tajo cerrada por eventos de caída de rocas.....	118

Lista de Figuras

Figura 2.1 <i>Intersección de fallas mayores sobre una pared en una mina a cielo abierto.</i>	4
Figura 2.2 <i>Distribución litología en la topografía de una mina open pit en Perú.</i>	6
Figura 2.3 Naturaleza de las estructuras que se registran en un mapeo con fotogrametría....	9
Figura 2.4 <i>Superficie de la pared de un pit generado a través de fotogrametría.</i>	10
Figura 2.7 <i>modo de funcionamiento de los radares tipo FM-CW</i>	12
Figura 2.8 Funcionamiento de la técnica interferométrica (fuente: Hexagon mining, 2019)	12
Figura 2.9 Mapa de desplazamiento de un tajo con escala en mm.....	13
Figura 2.11 mapa de desplazamiento de un tajo con escala en mm/h.....	14
Figura 2.12 Componentes de las fallas tipo cuña	15
Figura 2.14 <i>Partes básicas que componen una falla tipo planar</i>	17
Figura 2.17 La flexión introduce esfuerzos no uniformes en las capas de roca (esfuerzos de tensión y compresión). Fuente: (Read & Stacey, 2009).....	18
Figura 2.18 <i>Diferentes keyblock formados por tres familias de discontinuidades.</i>	19
Figura 2.19 Probabilidad de falla de un banco, dividido por celdas.	21
Figura 2.20 <i>componentes de la configuración de un banco</i>	22
Figura 2.21 Efectos de la sobre rotura en un banco planeado luego de la voladura o excavación.	23
Figura 3.1 Eventos de caídas de roca a nivel de banco- pared noroeste del tajo.....	27
Figura 3.2 Área no monitoreada por radar - pared noroeste del tajo.....	28
Figura 3.3 Ruta alterna para el tránsito de camiones debido a la restricción temporal de rampa noroeste del tajo a causa de caída de rocas.....	29
Figura 3.4 Estructuras planares persistentes- macizo rocoso competente (alta resistencia) 30	
Figura 3.5 Condición geométrica del talud: Buzamiento – Dirección de buzamiento.....	31
Figura 3.6 Estructura planar persistente- proyección estereográfica y vista en sección	32

Figura 3.7 Intersección de estructuras persistentes- bloque tipo cuña- proyección estereográfica y vista isométrica.....	33
Figura 3.8 Proyección estereográfica y vista en sección de mecanismo de falla tipo volcamiento.	34
Figura 3.9 Bloques en forma de poliedros – mecanismo de falla	34
Figura 3.10 Formación de poliedros en el software Sblock	35
Figura 3.11 Influencia de lluvias en las propiedades de resistencia de las estructuras	36
Figura 3.12 voladura y el daño estructural causado	37
Figura 3.13 Interacción de pala con estructura tipo planar.....	38
Figura 4.1 Vista en planta de proyecto de voladura del sector suroeste del tajo.....	39
Figura 4.2 Vista en planta-modelo geotécnico de resistencia (izquierda), Vista isométrica-modelo geotécnico de resistencia (derecha)	40
Figura 4.3 Familias estructurales – mapeo geotécnico.....	41
Figura 4.4 Vista en planta-modelo geotécnico de RQD (izquierda), Vista isométrica-modelo geotécnico de RQD (derecha).....	42
Figura 4.5 Bloque colgado – Alta resistencia y alto RQD	42
Figura 5.1 Área de cobertura por radares Ibis – eventos de caída de rocas en el tajo.....	43
Figura 5.2 Área de cobertura de radar Ibis (derecha), confiabilidad de monitoreo en el tajo (izquierda).....	44
Figura 5.3 Líneas de vistas para adecuado monitoreo de la pared norte del tajo	44
Figura 5.4 Zona de interés – fase 1.....	45
Figura 5.5 Zona de interés – fase 2.....	46
Figura 5.6 Sector de análisis 1 – fase operativa 1.	47
Figura 5.7 Sector de análisis 2 – fase operativa 2	47
Figura 5.8 Sección de análisis 1 - Sector de análisis 1	48
Figura 5.9 Sección de análisis 1- RQD (derecha), Sección de análisis 1- Resistencia en UCS (izquierda).....	49
Figura 5.10 Secciones de análisis 1-2-3 - Sector de análisis 2.....	49
Figura 5.11 Sección de análisis 1,2 y 3 - RQD (derecha), Sección de análisis 1, 2 y 3 - Resistencia en UCS (izquierda).....	50
Figura 6.1 Planes de vuelo 1 y 2 - Sector de análisis 1	52

Figura 6.2 Planes de vuelos 1 y 2- Sector de análisis 2.1 – 2.2 - 2.3	52
Figura 6.3 Misión de vuelo – DJ Pilot.....	53
Figura 6.4 Mapeo – DJ Pilot.....	53
Figura 6.5 Ubicación en la posición actual del usuario– DJ Pilot.....	54
Figura 6.6 Delimitación del área para el plan vuelo 1- Sector de análisis 1 – DJ Pilot	54
Figura 6.7 Opción de cámara – Sector de análisis 1 – Dj Pilot	55
Figura 6.8 Modo de fotos- altura de vuelo y resolución - Sector de análisis 1 – DJ Pilot ...	55
Figura 6.9 Velocidad de despegue y de vuelo - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.....	56
Figura 6.10 Opción return to home - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.....	57
Figura 6.11 Traslape y ángulo de toma de fotos - Sector de análisis 1 – DJ Pilot	57
Figura 6.12 Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.....	58
Figura 6.13 Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.....	58
Figura 6.20 Nube de puntos - Sector de análisis 1	60
Figura 6.21 Superficie generada - Sector de análisis 1.....	60
Figura 6.22 Nube de puntos - Sector de análisis 2	61
Figura 6.23 Superficie generada - Sector de análisis 2.....	61
Figura 6.24 Estructura persistente– Sector de Análisis 1	62
Figura 6.25 Celda de mapeo estructural– Sector de Análisis 1	62
Figura 6.26 Data estructural – Sector de Análisis 1	63
Figura 6.27 Data estructural – Sector de Análisis 2	64
Figura 6.28 Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1	64
Figura 6.29 Variabilidad de datos – Sector de Análisis 1	65
Figura 6.30 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Sector de Análisis 1	66
Figura 6.31 Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1	66
Figura 6.32 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.1	67
Figura 6.33 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.2	67
Figura 6.34 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.3	67

Figura 6.35 Distribución lognormal de buzamiento de familia 1 – Sector de análisis 1	68
Figura 6.36 Distribución lognormal de dirección de buzamiento de familia 1 – Sector de análisis 1	68
Figura 6.37 Distribución exponencial negativa de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 1	69
Figura 6.38 Distribución exponencial negativa de espaciamiento de familia 1 – Sector de análisis 1	70
Figura 7.1 Secciones- Sector de análisis 1	71
Figura 7.6 Secciones- Sector de análisis 2	72
Figura 8.3 Bancos potencialmente inestables– Sector de análisis 1	87
Figura 8.4 Bancos potencialmente inestables– Sector de análisis 2	89
Figura 9.1 topografía reducida en la zona de interes de analisis. Se muestra la distribución de coeficiente de restitución tangencial.....	91
Figura 9.2 Zona de control (0.5 x 0.5 m) marcada por la línea amarilla en la zona 01 de interes.	92
Figura 9.3 Zona de control mostrando la probabilidad de la zona 01 sea golpeado por alguna iteración de caída de rocas.	93
Figura 9.4 Subsectores de la zona 2, zonas de análisis de caída de rocas (marcado por números) y áreas de interés para el análisis (rampa y zona de operación).....	94
Figura 9.6 Zona de análisis 2 del subsector 1	95
Figura 9.7 Zona de análisis 1 del subsector 2.....	96
Figura 9.10 Zona de análisis 4 del subsector 2.....	97
Figura 9.17 Simulación en 2D donde se observa resultados similares a la simulación en 3D.	99
Figura 9.18 Simulación en 2D realizada en el software Rocfall que constatan los resultados obtenidos en las simulaciones 3D de esta zona.	100
Figura 9.19 Histograma de cantidad los bloques de rocas según posición horizontal	101
Figura 10.1 Secciones- Sector de análisis 1.	102
Figura 10.2 Resultado de todas las iteraciones mostrando una distribución de la velocidad de los bloques en su recorrido de la zona de análisis 2 del sub sector 2	111

Figura 10.3 Distribución de energía total distribuida en la zona de análisis 2 del sub sector 2	111
Figura 10.4 Pérdidas de banqueta por influencia de voladura – Sector de análisis 1.....	112
Figura 11.1 Proyección de rocas a nivel de rampa operativa- pared noroeste del tajo.	113
Figura 11.2 Ruta alterna para camiones debido a restricción temporal de rampa noroeste del tajo a causa de proyección caída de rocas	114
Figura 11.3 Ruta de camiones con destino a planta de procesos- talud noroeste del tajo..	115

Lista de Anexos

1. Sectores de análisis
2. Secciones de análisis
3. Planes de vuelo con dron en los sectores de análisis
4. Nube de puntos y modelo 3D de los sectores de análisis
5. Información estructural y proyección estereográfica de los sectores de análisis
6. Validación de la información estructural en los sectores de análisis
7. Análisis cinemático en los sectores de análisis
8. Análisis probabilístico keyblock en los sectores de análisis
9. Proyección de caída de rocas en los sectores de análisis

1 INTRODUCCIÓN

1.1 OBJETIVOS Y ALCANCE

El trabajo de tesis abarca desde la obtención de información estructural de campo, análisis cinemático, efectuar el análisis probabilístico de caída de bloques de roca, la evaluación de proyección de rocas hacia niveles inferiores o rampas operativas; así como, el análisis económico del impacto de caída de rocas en la operación. Para lo cual, se ha definido zona de interés de las fases operativas 1 y 2 del tajo, donde se aplicará dichos análisis. Estas zonas de interés son las que han presentado la mayor ocurrencia de eventos de caída de rocas en el tajo. Por último, en base a los resultados de los análisis mencionados en dichas zonas de interés, se evalúa los ángulos de diseño geotécnico a nivel de banco que permitan reducir la probabilidad de caída de rocas y con esto mejorar la seguridad y la continuidad de la operación minera.

1.1.1 Objetivo principal

Reducir el riesgo de caída de rocas a nivel de banco con la evaluación de los ángulos de diseño geotécnico a nivel de banco en base a la información estructural de campo, análisis cinemático para determinar la probabilidad de ocurrencia de falla, el análisis probabilístico de caída de bloques de roca a nivel de banco y la evaluación de proyección de rocas en las zonas de interés de las fases operativas 1 y 2; así como, el análisis económico del impacto de caída de rocas en los costos de acarreo de mineral.

1.1.2 Objetivos secundarios

- Realizar el levantamiento de información estructural de campo mediante mapeo estructural con el uso de dron; así como, la validación y procesamiento de la misma.
- Efectuar el análisis cinemático para determinar la probabilidad de ocurrencia de falla de las zonas de interés de las fases operativas 1 y 2 mediante el uso del software DIPS.
- Realizar el análisis probabilístico de caída de bloques de roca en cada banco de las zonas de interés de las fases operativas 1 y 2 mediante el uso del software Sblock.
- Evaluar la proyección de caída de rocas mediante la simulación 3D con el software Rfall 3D en las zonas de interés de las fases operativas 1 y 2.
- Evaluar los ángulos de diseño geotécnico a nivel de banco en base a los resultados del análisis cinemático, análisis probabilístico y proyección de caída de rocas con el propósito de buscar reducir la probabilidad de caída de rocas hacia niveles inferiores o rampas operativas.

- Realizar un análisis económico del impacto de caída de rocas sobre el costo de transporte de los camiones en un sector de interés de la fase operativa 1.

1.2 JUSTIFICACIÓN

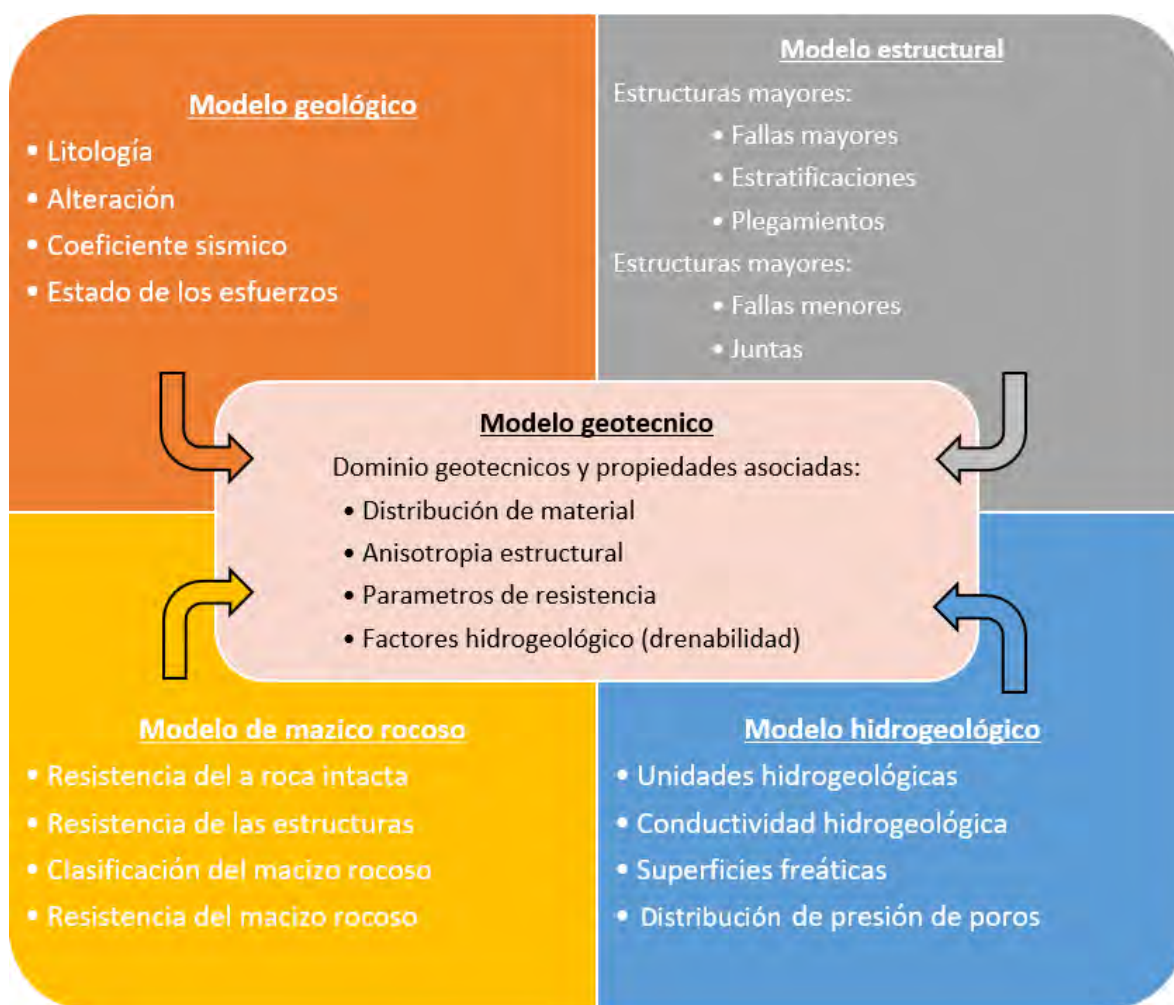
El tajo abierto presenta una condición de macizo rocoso generalmente de alta resistencia y moderado RQD y en consideración con los ángulos geotécnicos a nivel de banco típicamente superiores a 75° , dichas condiciones desfavorecen la estabilidad a nivel de banco; es decir, se presentan potenciales deslizamientos de bloques a nivel de banco, los cuales podrían proyectar hacia niveles inferiores o incluso proyectar hacia las rampas operativas. Esto último, implica restringir las rampas operativas por motivos de seguridad y como consecuencia, los camiones optan por rutas alternas las cuales no son las óptimas; es decir, las rutas son de mayor longitud con lo cual se incrementa el costo de acarreo. Adicionalmente, como la rampa y la zona con el evento de caída de rocas son restringidas, entonces también es afectada la productividad de las actividades de ingeniería o servicios generales que se desarrollan en dicha zona.

Con lo mencionado, se propone el presente estudio que incluye la identificación de los sectores específicos en el tajo con potenciales caídas de bloques de rocas en base a los análisis cinemático y análisis probabilístico de caída de bloques. Posteriormente, se realiza la evaluación de proyección de rocas hacia niveles inferiores o rampas operativas mediante simulaciones en el software RFall 3D (Gibson, 2020) de las zonas con potenciales caída de rocas identificadas en los análisis previos. Con ello, se realiza la evaluación de los ángulos geotécnicos a nivel de banco actuales; así como, la evaluación económica del impacto de eventos de caída de rocas en la operación para con ello presentar una justificación adicional sobre el presente estudio.

2 REVISION BIBLIOGRÁFICA

2.1 Modelo Geotécnico

El modelo geotécnico es la base para los diseños de las minas a cielo abierto que está conformado por cuatro componentes: modelo estructural, del macizo rocoso, hidrogeológico y geológico (Read & Stacey, 2009) que nos permite la evaluación de las propiedades del macizo rocoso u otros aspectos como la evaluación de esfuerzos in situ o cargas sísmicas.



Gráfica 2.1 Componentes del modelo geotécnico y sus puntos más resaltantes.

Adaptado de Read & Stacey, 2009.

2.1.1 Modelo estructural

Este modelo tiene el propósito de describir las distribuciones espaciales y orientaciones de los defectos estructurales que puedan tener un efecto en la estabilidad de los taludes (Fallas, plegamientos, estratificaciones, etc). Debido a las diferencias de escalas entre bancos, niveles

interrampa y niveles globales, estos modelos estructurales deben de ser separados de la siguiente manera:

- Las estructuras mayores como las fallas y plegamientos que pueden ser usados para dividir la mina en diferentes dominios estructurales
- Las estructuras menores, como fallas de menor potencia y juntas que ocurren dentro de cada dominio estructural

Esta información estructural puede ser modelada en tres dimensiones usando software comercial disponible a partir de la información de mapeos de campo y data de perforaciones de manera similar a como se forman los modelos geológicos. Una vez formados las triangulaciones es relativamente fácil de intersecar estas estructuras con los modelos digitales del terreno del pit o con secciones en zonas de interés, tal como se ve en la Figura 2.1

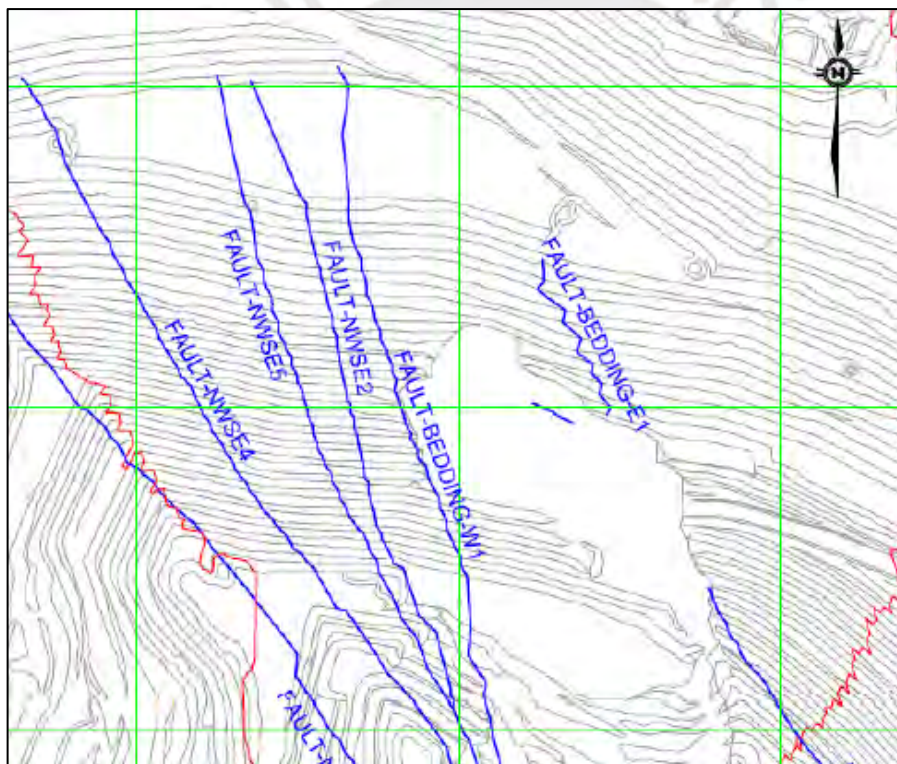


Figura 2.1 Intersección de fallas mayores sobre una pared en una mina a cielo abierto.

Por otra parte, la información de los modelos estructurales es usada para subdividir los tajos en diferentes dominios estructurales, los cuales tienen límites distinguibles y características internas similares que los diferencian de dominios vecinos.

2.1.2 Modelo del macizo rocoso

Este modelo es el que brinda las propiedades ingenieriles del macizo rocoso para su uso en análisis de estabilidad, el cual servirá como base para el diseño de taludes. Algunas de las propiedades consideradas son las estructuras que interceptan al macizo rocoso y las zonas individuales de roca intacta y las propiedades de estos últimos.

Como parte importante de estos modelos, se debe considerar que al momento de evaluar los potenciales mecanismos de falla uno de los puntos más importantes es que las estructuras de rocas más resistentes son también más probables a ser las zonas primarias de control, mientras que las rocas más débiles son factores de control; por lo que los macizos rocosos podrían fallar de las siguientes maneras:

- Falla controlada por estructuras: Los deslizamientos ocurren a través de las juntas, estratificaciones o fallas mayores, como puede ser el caso de las fallas tipo planar o cuña que ocurren a nivel interrampa o banco-berma. En este tipo de falla la orientación y resistencia de la estructura son los parámetros más importantes al evaluar la estabilidad.
- Falla controlada por estructuras de forma parcial: Este tipo de falla sucede cuando la ruptura se da parcialmente por las estructuras y parcialmente por el macizo rocoso. Este tipo de falla se da normalmente a nivel interrampa y a nivel global y se considera que la resistencia y la orientación de las estructuras son igual de importante en la evaluación de la estabilidad del talud.
- Falla controlada por estructuras de forma limitada: Este tipo de falla se da principalmente a través del macizo rocoso y puede suceder a un nivel interrampa o global, tanto en roca altamente fracturada o en macizos rocosos débiles que cuentan con material suave o alterado. En este caso es importante considerar la resistencia del macizo rocoso como el parámetro más importante al momento de evaluar la estabilidad de los taludes.

2.1.3 Modelo geológico

Los modelos geológicos tienen por finalidad enlazar la geología regional con los eventos que llevan a la formación de un cuerpo mineralizado, pero a escala de la mina, junto con las distribuciones y naturaleza de los tipos de roca y suelos, incluyendo también los efectos de las alteraciones y meteorización.

Los modelos geológicos deben contar con cada tipo de roca subdividido en zonas consistentes, de tal manera que provean detalles (a nivel de diseño) de los límites tridimensionales de estos y sus atributos geomecánicos. Para ello es necesario construir este modelo a partir de datos de mapeo de campo, información de perforaciones desde superficie y de perforaciones geotécnicas. Como consideración importante para la construcción de este modelo, es que se debe tener en cuenta que las cajas cercanas para muchos cuerpos mineralizados tienen una geología muy diferente a las mismas vetas o las cajas piso y techo.

Esta información es luego llevada a sólidos geológicos 3D usando software de modelamiento tales como Leapfrog, Datamine, Minesight, entre otros.

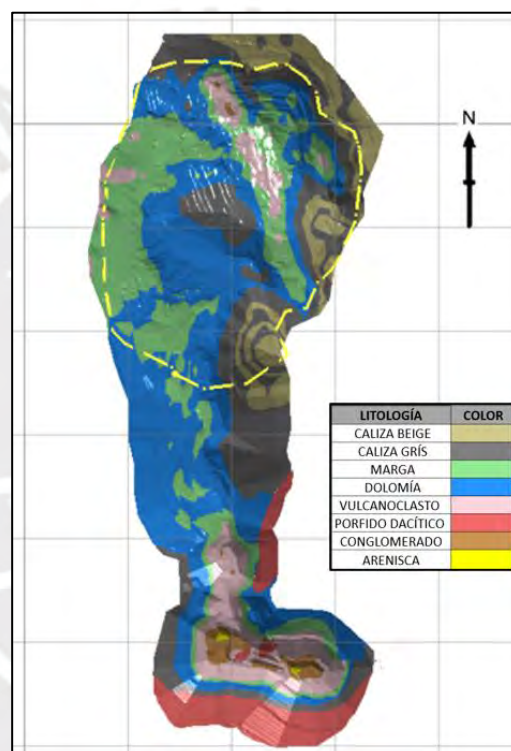


Figura 2.2 Distribución litológica en la topografía de una mina open pit en Perú.

Por otra parte, en cuanto a las sismicidades regionales, se tiene bien registrado casos en el cual los movimientos telúricos han iniciado deslizamientos en taludes naturales, sin embargo, este no es el caso de las minas a cielo abierto. Es por ello que se tiene la noción de que los análisis a estos movimientos en los modelos geológicos son necesarios, no obstante, si una mina tiene una ubicación geográfica en una zona sísmicamente activa, un terremoto de gran magnitud podría afectar en de manera significativa la estabilidad de los taludes, especialmente en zonas donde el material es de muy mala calidad o tipo suelo.

2.1.4 Modelo hidrogeológico

En este modelo se considera principalmente como el nivel natural del agua y las estructuras, junto con sus características, afectan la conductividad hidráulica. Estos valores ayudan a determinar las condiciones de agua para el análisis de estabilidad de las operaciones.

La presencia de agua subterránea afecta a los tajos abiertos de manera en que crea condiciones que pueden llevar a que el fondo de un pit tenga gran presencia de agua, lo cual causa: pérdida parcial o total de la efectividad de los explosivos, dificultad de acceso a las zonas de operación, condiciones inseguras de trabajo, pérdida de rendimiento de los equipos, entre otras.

Por otra parte, los modelos hidrogeológicos nos ayudan a mapear de qué manera pueden cambiar los esfuerzos y también las presiones de poros (que reduce la resistencia a esfuerzos cortantes y por consiguiente aumenta la probabilidad de fallas en los taludes). Por ejemplo, en la siguiente ecuación (desarrollada por Terzaghi) se puede observar como la presencia de agua afecta la resistencia a los esfuerzos cortantes de la roca o suelos:

$$\tau = (\sigma_n - u) * \tan(\varphi) + c$$

Donde:

τ = Resistencia al esfuerzo cortante de una potencial superficie de falla.

σ_n = esfuerzo normal total actuando perpendicularmente a la potencial superficie de falla, causado por el peso de la roca y el agua superior (presión litostática e hidrostática)

u = Presión de poros

φ = Ángulo interno de fricción

c = Cohesión a través de la potencial superficie de falla

Se observa que en el esfuerzo efectivo “ $\sigma_n - u$ ”, al disminuir el esfuerzo de la presión de poros (drenando el agua aplicando diversas técnicas disponibles) y manteniendo los esfuerzos normales totales, se logrará aumentar la resistencia a los esfuerzos cortantes y por lo tanto obtener una mayor estabilidad del talud.

Por otra parte, debido a la importancia de la presencia del agua en las minas, hoy en día se tiende a tener modelos numéricos hidrogeológicos a diferentes escalas:

- A nivel regional

- A nivel de la mina
- A nivel del pit
- En zonas donde se tienen problemas hidrogeológicos específicos.

Estos modelos (sobre todo los que están a nivel de la mina) tienen la finalidad de ayudar en el diseño general de drenaje de los tajos, pero también nos brindan información para calcular puntos importantes como: la simulación de los perfiles de presión de poros que puedan ser usados en modelos geotécnicos, la identificación de la ubicación de instrumentalización para monitoreo de agua (piezómetros), incluso datos importantes para la operación como puede ser los ratios de drenaje de las bombas, entre otros.

2.2 USO DE DRONES EN MINERÍA

2.2.1 Fotogrametría

La fotogrametría es una de las técnicas más comunes de teledetección en minas de cielo abierto. El uso de este método ha demostrado ser muy útil en la determinación de los buzamientos y dirección de buzamientos de las estructuras, aunque todavía se busca mejorar su precisión a la hora de tomar otro tipo de datos de la geométricos como: el espaciamiento entre juntas, persistencia de las juntas, rugosidad, forma y geometría de los posibles bloques formados y condiciones de agua.

Debido a que en la actualidad se cuenta cada vez con tecnología más sofisticada y con precios más reducidos que en el pasado (como es el caso de las cámaras de alta resolución) y a la vez se cuenta con paquetes de software más accesibles y amigables con los usuarios, hoy en día se está adoptando más el uso de la fotogrametría junto con el uso de drones o UAV (vehículos aéreos no tripulados, por sus siglas en inglés) que permiten la caracterización remota de los macizos rocosos de taludes.

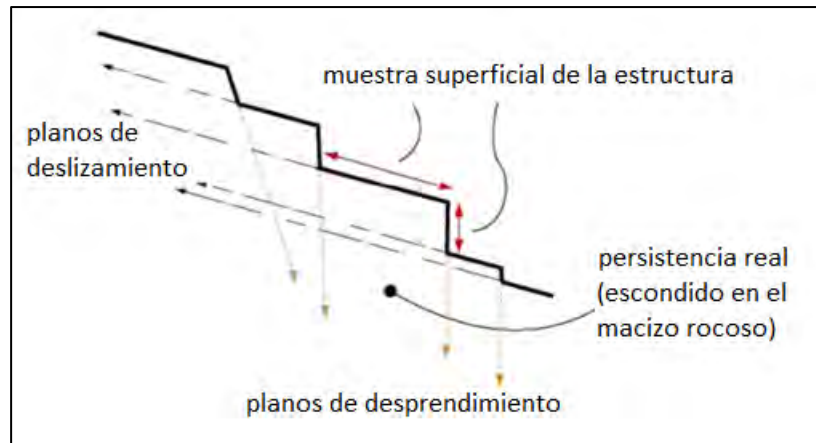


Figura 2.3 Naturaleza de las estructuras que se registran en un mapeo con fotogrametría. Adaptado de Tuckey, 2012.

Siendo aplicado hoy en día, en muchas minas de cielo abierto en el mundo, se tiene la información suficiente para concluir que la fotogrametría no solo puede ayudarnos no solo a predecir posibles fallas en los taludes, sino que también nos ayuda a la caracterización de los mecanismos de deformación desde nivel de banco hasta a nivel global. Se prevé que en los próximos años este tipo de tecnología nos ayude en mayor medida a explicar los factores estructurales, litológicos e hidrogeológicos de los desplazamientos al combinarlos con otros métodos tales como los radares.

2.2.2 Modelo fotogramétrico en 3D

La fotogrametría digital 3D para el mapeo estructural en minas a cielo abierto ha mejorado considerablemente en los últimos años, es por ello estos se han convertido últimamente en los métodos de rutina más comunes para el mapeo de roca expuesta, al integrar data espacial en 3D con una visualización en 2D para crear una representación visual precisa de la topografía de las zonas de interés.

La fotogrametría es usada para resaltar zonas peligrosas de las paredes del tajo. Esta técnica se puede complementar con datos de taladros para crear modelos digitales de las zonas de cizallamiento. También, desde los modelos 3D creados desde fotogrametría se puede digitalizar las juntas que tienen potencial para crear algún tipo de cuña, así como su buzamiento y dirección de buzamiento.

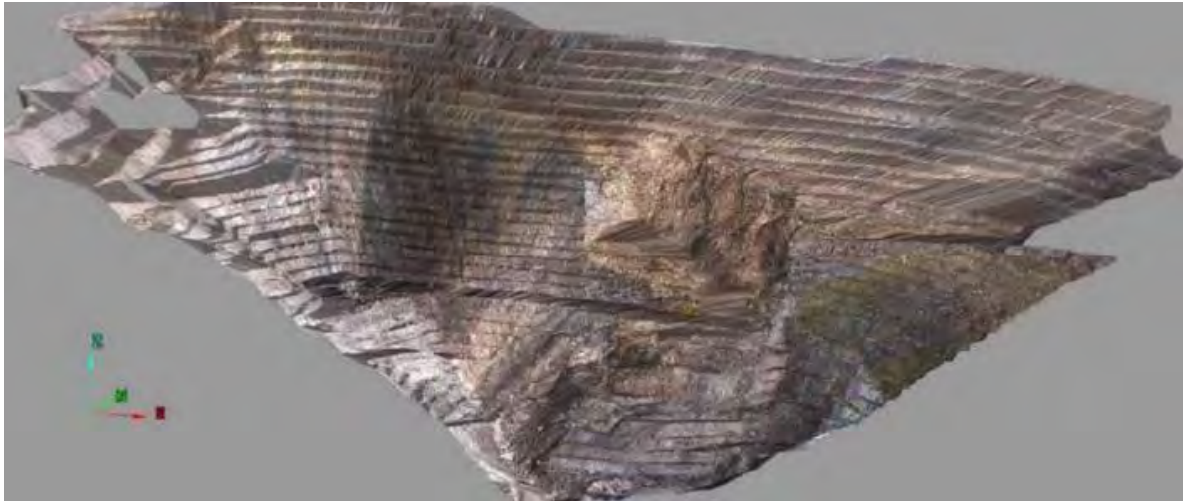


Figura 2.4 Superficie de la pared de un pit generado a través de fotogrametría.

Por otra parte, se tiene hoy en día precisiones de aproximadamente 2cm para distancias de hasta 50 m hasta 10 cm para distancias de hasta 3 Km, por lo que se considera a este método para la generación de modelos como uno de los más rápidos, precisos y de bajo costo para el mapeo de bancos o de niveles inter rampa y mapeo geológico al complementarlo con software de planeamiento de minas conocidos en el mercado como Datamine, Minesight, Vulcan, entre otros; que también proveen la ventaja de usar estos modelos para el diseño de minas, la planificación y otros propósitos operativos.

2.2.3 Ventajas del mapeo estructural con dron

Al realizar mapeos de manera tradicional usando líneas de detalles o mapeo por ventanas siempre se tendrá algún tipo de errores o desviaciones en las mediciones, siendo estos los más comunes:

- Desviaciones de orientación
- Errores de medidas
- Censura estadística
- Muestras truncadas

La fotogrametría digital ha reducido este tipo de imparcialidades estadísticas, particularmente en la precisión de las orientaciones y persistencias de las discontinuidades (que están muy propensas a la censura estadística y el truncamiento).

Mientras que los errores en los mapeos de línea y de ventanas pueden llegar hasta un $\pm 10^\circ$ para las direcciones de los buzamientos y $\pm 5^\circ$ para los buzamientos (Brown 2007), los mapeos con dron usando fotogrametría pueden llegar a reducir estos valores hasta un $\pm 1^\circ$ para ambas medidas.

Aunque los errores de orientación siempre serán difíciles de superar, la fotogrametría con drones da herramientas para evitar esto, al poder acomodar y posicionar las cámaras hacia donde las estructuras hacen su entrada en las caras libres y su salida de los bancos, para así capturarlas más eficientemente.

También se tiene la ventaja con este tipo de tecnología la flexibilidad y el acceso remoto, que hoy en día se ve facilitado por las redes Wi-Fi cada vez más comunes en minas a cielo abierto, que facilita y reduce en gran manera el tiempo para recoger datos de campo y evitar la exposición del personal a situaciones de riesgo.

Finalmente, a pesar de todas sus grandes ventajas, la fotogrametría con dron sigue teniendo dificultades con la obtención de ciertos parámetros físicos que aún se considera que son mejores tomados en campo, tales como puede ser: la rugosidad, tipo de relleno y apertura. Sin embargo, estas dificultades pueden ser fácilmente superadas al complementar la información de los drones con mapeos bien planeados y distribuidos en las zonas de interés.

2.3 USO DE RADARES

2.3.1 Principios de funcionamiento

Los radares son instrumentos capaces de detectar la presencia de objetos y medir la distancia entre sí mismo y el objeto; de esta manera, los radares pueden ayudar a monitorear el movimiento sobre amplias áreas o superficies.

Los radares comerciales usados en minería se basan en 2 técnicas de radar principalmente.

Frequency modulated – continuous wave (FM-CW):

Esta técnica utiliza ondas para obtener un rango de perfiles de 1 dimensión a partir de un rango de resolución (0.5 metros mínimos, contante con la distancia).

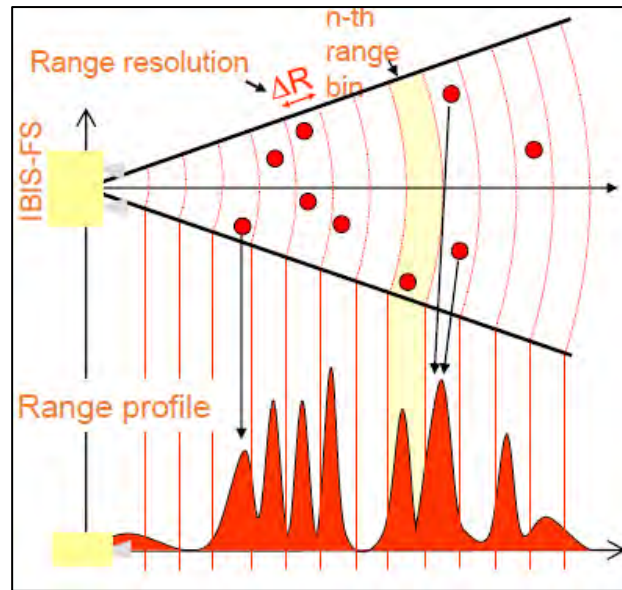


Figura 2.5 Modo de funcionamiento de los radares tipo FM-CW. Fuente: Hexagon mining, 2019.

Técnica interferométrica:

Calcula el desplazamiento de cada punto/píxel al comparar la información de la señal del radar obtenida en diferentes tiempos.

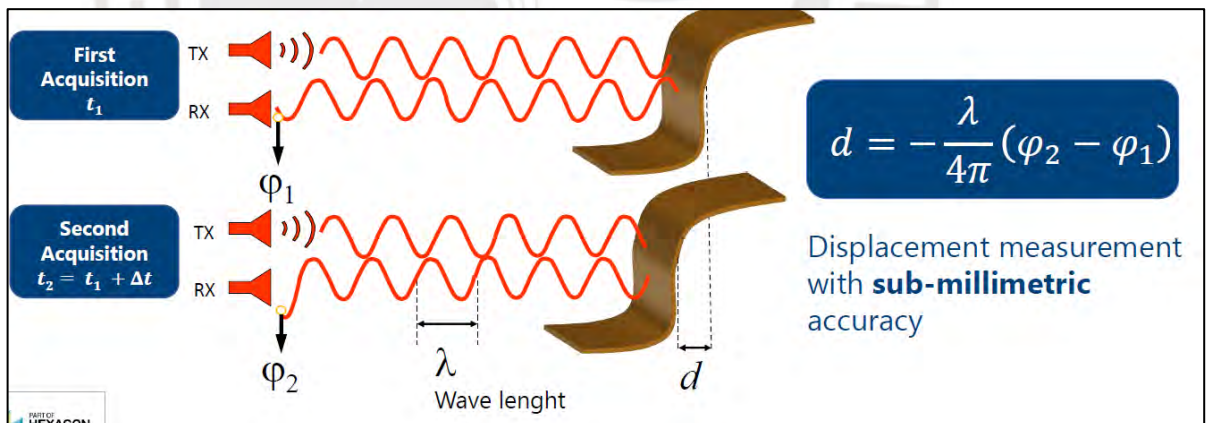


Figura 2.6 Funcionamiento de la técnica interferométrica. Fuente: Hexagon mining, 2019.

Dependiendo del modelo la cobertura de la antena puede ser de 10 a 50° hasta una cobertura total de 360° para modelos más recientes.

2.3.2 Mediciones de radar

La mayoría de radares en el mercado cuentan con un software integrado que recibe la información del controlador para procesar los datos y visualizarlos en tiempo real y en 3D. La

información usualmente utilizada para la lectura de las condiciones de las paredes de los taludes son los siguientes:

Mapas de desplazamiento (Displacement Map): Muestra el desplazamiento del terreno en cada pixel en milímetros. Las áreas en movimiento pueden ser proyectadas sobre un DTM o modelo digital del terreno.

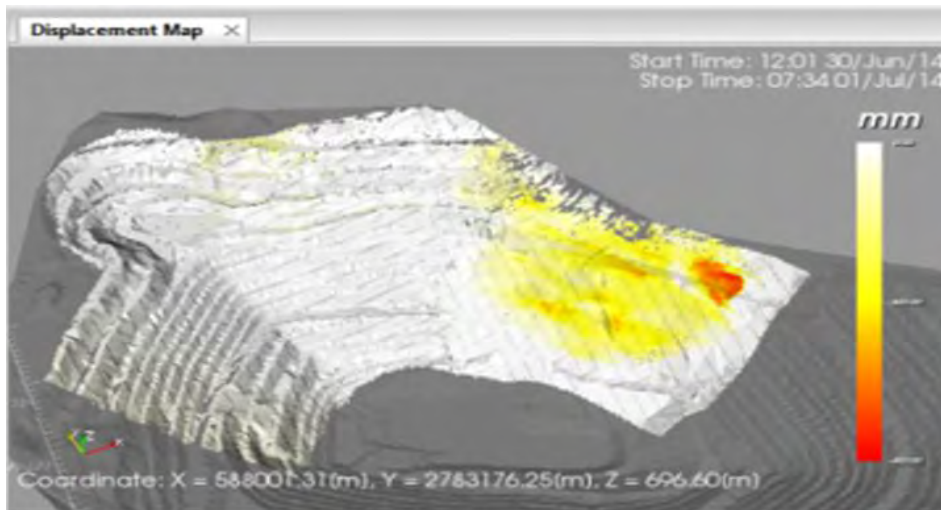


Figura 2.7 Mapa de desplazamiento de un tajo con escala en mm.

Mapas de velocidad (Velocity Map): Similar al caso anterior pero las zonas sombreadas indican la velocidad de movimiento de los pixeles en milímetros por hora.

Mapas de riesgo (Hazard Map): Dado los parámetros aceptables de límites de velocidad definidos por el usuario, se pueden establecer niveles discretos de riesgo. Los límites aceptables pueden variar por sectores de la mina, si así se requiere, y las alarmas para casos críticos pueden ser visuales, correos electrónicos o mensajes de texto, etc.

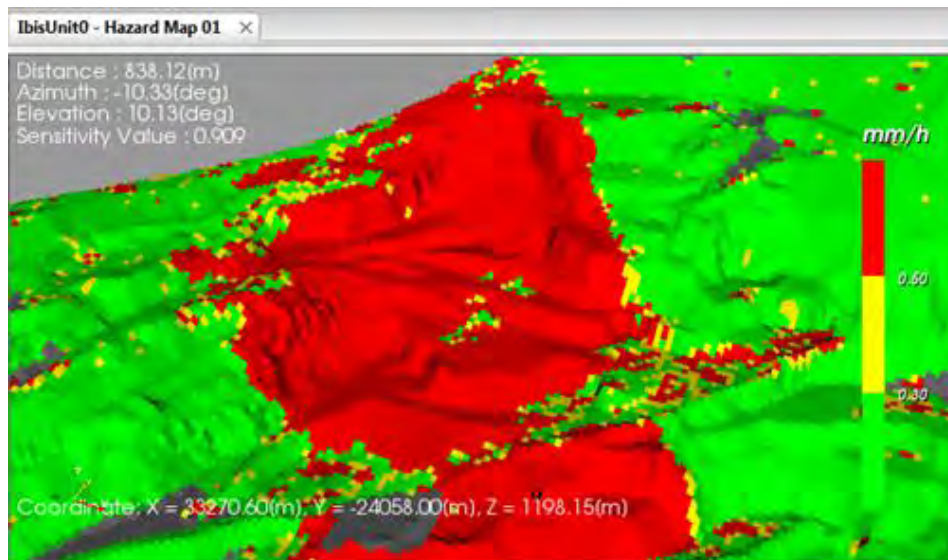


Figura 2.8 mapa de desplazamiento de un tajo con escala en mm/h.

Por otra parte, los radares también pueden ofrecernos datos como las líneas de tiempo históricos del área analizada, tales como:

- Desplazamiento
- Velocidad
- Aceleración

2.3.3 Tipo de forma de medición

Se tiene en el mercado dos tipos de tecnología de radares: RAR (apertura real) y SAR (apertura sintética).

La tecnología RAR utiliza una forma de medición de onda por pulso con antena parabólica, la cual le proporciona un tamaño de pixel a 1 Km de 8.5 x 8.5 m y un alcance máximo de 2.5 Km. Por otra parte, el tiempo de escaneo de esta tecnología es de aproximadamente 10 minutos, el cual aumenta con el tamaño del área a escanear; además, de necesitar el soporte de estaciones meteorológicas y puntos de referencia para la realización de las correcciones atmosféricas.

La tecnología SAR utiliza una técnica conocida como interferometría de apertura sintética, que consiste en capturar imágenes de la superficie de interés con el radar y luego compararla con una captura tomada inmediatamente después para así compararlas y obtener el movimiento relativo del terreno (en un rango de 5 a 25 mm) usando una forma de medición de onda continua con un tamaño de pixel de 0.75 x 4.4 m y un alcance máximo de 4.5 Km.

El tiempo de escaneo de los radares SAR pueden variar de menos de 1 minuto hasta 2 minutos, siendo independiente del área a escanear (puede llegar a medir zonas de hasta 2500 km²) lo cual hace conveniente su uso y es por ello que es una de las tecnologías más usadas en minería por su practicidad y confiabilidad.

2.4 ANÁLISIS CINEMÁTICO PARA TALUDES

2.4.1 Falla cuña

Las fallas de cuña pueden ocurrir en una mayor variedad de condiciones geológicas y geométricas que las fallas planares. Este tipo de fallas se forman cuando múltiples juntas forman cuñas que pueden deslizarse a través de una línea de intersección entre 2 planos y con otras condiciones como: la línea de intersección tiene un ángulo mayor que el ángulo de fricción y el rumbo de la línea de intersección y la dirección del buzamiento deben ser casi iguales. Las anteriores son necesarias para cumplir las condiciones cinemáticas de este tipo de falla.

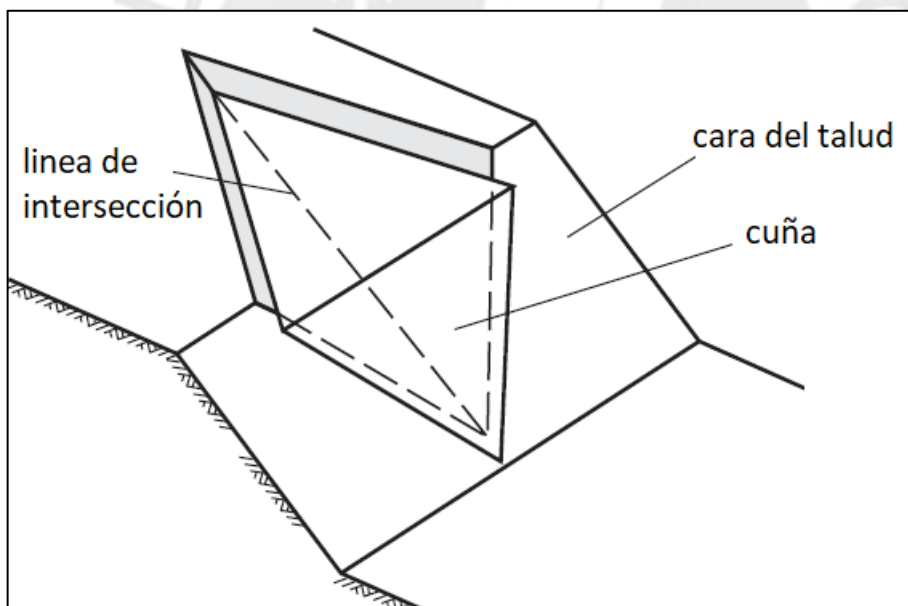


Figura 2.9 Componentes de las fallas tipo cuña. Adaptado de Read & Stacey, 2009

Los estereogramas pueden definir la forma de las cuñas, la orientación de la línea de intersección y la dirección del desplazamiento. En general, el desplazamiento puede ocurrir si los puntos de intersección caen en la zona roja como en la siguiente imagen.

Pero debe de considerarse que los factores de seguridad no pueden calcularse a partir de un estereograma como el anterior mostrado, ya que este depende de detalles geométricos de la cuña, los esfuerzos cortantes de cada plano y la posible presión de agua que pueda existir.

Este factor de seguridad puede ser calculado de manera simple sumiendo que la cuña es solo sostenida por fricción y que el ángulo de fricción es igual para ambos planos de la siguiente manera:

$$FS = \frac{(R_A + R_B) * \tan(\varphi)}{W * \text{sen}(\psi)}$$

Donde:

R_A = Fuerzas normales el primer plano

R_B = Fuerzas normales del segundo plano que forma la cuña

φ = Ángulo de fricción

$w * \text{sen}(\psi)$ = Resultante del peso de la cuña actuando en la línea de intersección.

Sin embargo, este tipo de análisis simple (como el de la **Figura 2.9**) no incluye factores como la cohesión, presión de agua o ángulos de fricción variables entre planos.

Por otra parte, los cálculos para este tipo de cuña pueden simplificarse y realizarse rápidamente en campo haciendo uso de tablas que consideran solo la fricción, aunque hoy en día la mayoría de análisis se realizan con diversos softwares que facilitan el cálculo de factores de seguridad de cuñas con diversas condiciones que sí consideran la cohesión y la presión de agua.

2.4.2 Falla planar

Este tipo de falla ocurre cuando hay una condición de sub paralelismo entre la estructura y el talud; en otras palabras, el rumbo es paralelo o casi paralelo ($\pm 20^\circ$). Por otra parte, la estructura debe aflorar y contar con un buzamiento menor que el ángulo del talud, contar con planos laterales que limiten el deslizamiento y además de tener una terminación superior en la cabeza del talud o en una grieta de tensión. Este tipo de falla es menos común en taludes de roca ya que todas las consideraciones geométricas antes mencionadas deben de cumplirse.

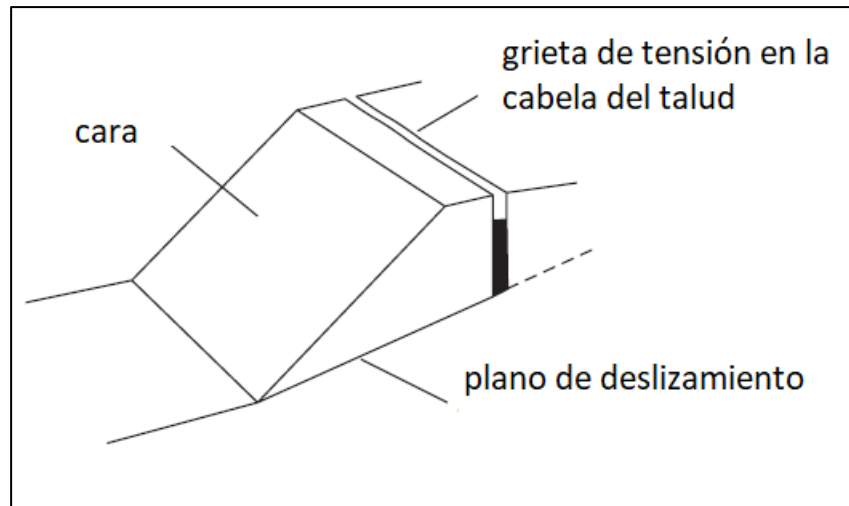


Figura 2.10 Partes básicas que componen una falla tipo planar. Adaptado de Read & Stacey, 2009

Usualmente para este tipo de falla los factores de seguridad son calculados por el método de equilibrio límite, al resolver todas las fuerzas actuantes en el talud en sus componentes paralelos y normal al plano de deslizamiento.

Los métodos de equilibrio límite para el cálculo de los factores de seguridad pueden ser complementados para incorporar los efectos de movimientos sísmicos a la estabilidad. A este procedimiento conocido como método pseudo estático, consiste en simular los movimientos sísmicos como una fuerza horizontal estática con una dirección hacia afuera de la cara del talud. Se considera que estas fuerzas extras reducen el factor de seguridad al reducir la resistencia a los esfuerzos cortantes y aumentar las fuerzas de desplazamiento.

2.4.3 Falla volcamiento

Hay 2 tipos de falla tipo volcamiento:

- por bloques
- por flexional

El primer caso, el volcamiento de bloques sucede cuando columnas individuales son formadas por juntas cercanas que se meten en taludes con ángulos grandes de entre 65° a 85° y un segundo set de juntas ortogonales más espaciadas entre sí socavan la base del talud. El volcamiento se hace más evidente si los bloques en la base del talud son empujados por la carga de los bloques de encima que se encuentran en volcamiento. Esta acción es incrementada si las caras de los bancos son mayores a 50° .

El volcamiento flexional se diferencia del primer caso en la manera en que las columnas son más continuas o con menos fracturamiento y mantienen un mayor contacto entre cara y cara mientras se doblan por esfuerzos de flexión. Usualmente, a nivel de banco el volcamiento flexional está asociado con ciertas rocas metamórficas como las shale que cuentan con cierta laminación más que con otro tipo de roca como las ígneas o sedimentarias.

De manera característica, este tipo de falla exhibe cizallamiento entre capas y grietas por tensión detrás de la cresta. Por otra parte, la flexión de las capas de rocas introduce esfuerzos no uniformes entre estas, haciendo que los cálculos de análisis y predicción sean más difíciles de calcular por métodos convencionales como el de equilibrio límite.

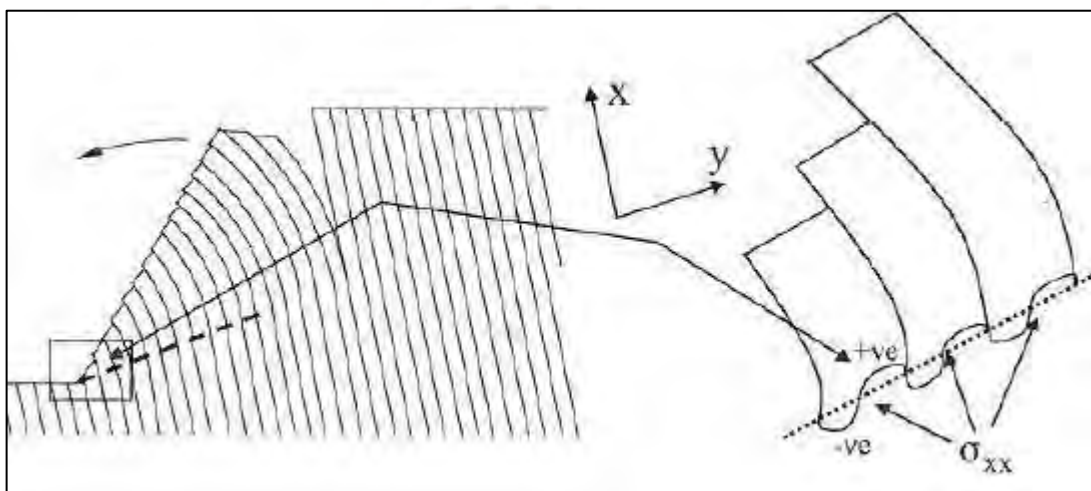


Figura 2.11 La flexión introduce esfuerzos no uniformes en las capas de roca (esfuerzos de tensión y compresión). Fuente: Read & Stacey, 2009.

2.5 KEYBLOCK ANALYSIS

Aunque métodos de equilibrio límite permiten analizar fallas planares simples, fallas de cuña, fallas no circulares y fallas tipo volcamiento en etapas preliminares de estudio de un proyecto a gran escala y en taludes de alto riesgo, estos análisis deberían ser complementados con modelos numéricos más avanzados conforme más data se va volviendo disponible. Para ello existe softwares como el Sblock que nos permite realizar análisis probabilísticos de los efectos de las diferentes discontinuidades sobre la estabilidad a nivel de banco.

2.5.1 Definición del Key block

El método usado en el software Sblock mencionado anteriormente es el método del “Key block”, el cual fue desarrollado por Goodman y Shi (1985), donde cada bloque es identificado y simulado usando principios topológicos, para luego ser evaluado y determinar si

es removible del macizo rocoso que lo rodea y finalmente determinar su estabilidad. Por lo anterior se entiende entonces que un bloque es un key block si este puede desplazarse en la excavación sin ser obstruido por otras rocas y presenta condiciones de inestabilidad.

Una vez que un key block ha sido identificado, su capacidad para ser removido y su estabilidad para deslizarse es evaluada y acumulada de tal manera que la estabilidad de un banco pueda ser analizada. Una vez que este se determina que tan propenso es un bloque a ser removido, se usa métodos vectoriales para determinar la dirección de desplazamiento, las fuerzas normales y cortantes en los planos de falla y los factores de seguridad del bloque.

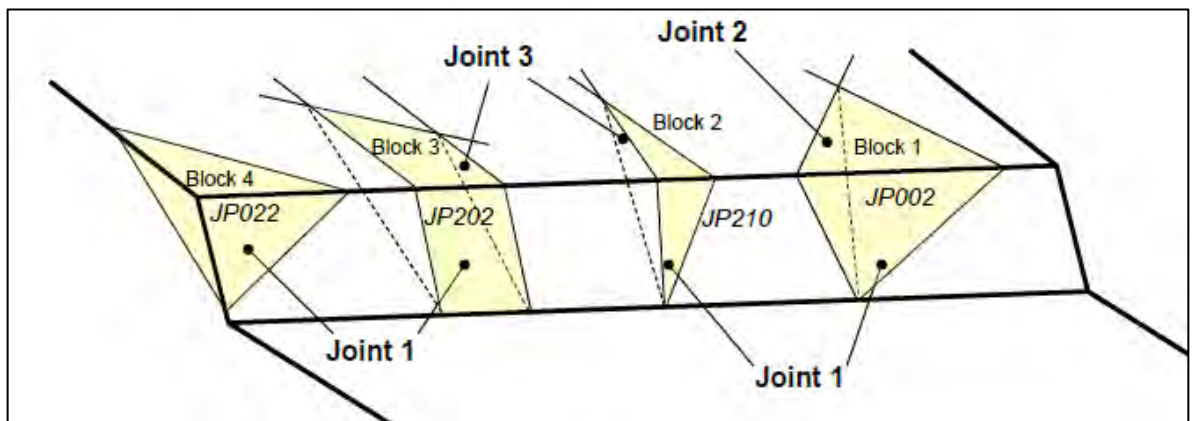


Figura 2.12 Diferentes keyblock formados por tres familias de discontinuidades.

Fuente: E. Hormazabal, 2013.

Estos bloques pueden tener cualquier tipo de forma convexa al momento de ser evaluado. Los bloques pueden fallar por dos planos (falla tipo cuña), por un solo plano) de deslizamiento (falla planar) o en ciertos casos hasta tres planos (fallo de bloque), dependiendo de la forma y ubicación relativa a la cara libre del banco.

Cuando una nueva excavación en la operación es llevada a cabo en un macizo rocoso donde existen diferentes juntas y discontinuidades, nuevos bloques son expuestos. Estos key blocks, que son recién expuestos, son importantes desde un punto de vista de la estabilidad, debido a que usualmente son los primeros bloques a ser liberados por la excavación y representan un peligro para la seguridad de la operación; además de ser de interés para el diseño del pit.

2.5.2 Parámetros del software Sblock

2.5.2.1 Datos de entrada

Para realizar un análisis con el software Sblock ciertos parámetros de entrada deben ser incluidos:

- **Orientación:** La orientación de las juntas están definidos por el buzamiento promedio (de 0 a 90°) y la dirección del buzamiento promedio (de 0 a 360°, desde el norte en sentido horario). Estos valores pueden tener un cierto rango de variabilidad y afectan el valor promedio de manera positiva o negativa.
- **Espaciamiento:** El valor promedio de espaciamientos entre juntas es necesario, así como el espaciamiento mínimo y máximo que se haya podido encontrar en los datos de campo. Con los valores anteriormente mencionados, el software creará una distribución exponencial negativa para obtener los valores con los cuales iterar.
- **Persistencia:** la persistencia es considerada como la persistencia promedio y de igual manera como el anterior caso se necesitará los valores máximos y mínimos y la distribución supuesta será exponencial negativa
- **Propiedades de resistencia al corte:** Se necesita el promedio de ángulo de fricción y cohesión de set de discontinuidades. Con estos datos se usa el criterio de Mohr-Coulomb para calcular la resistencia al corte.
- **Geometría del banco:** Los datos geométricos como el buzamiento de la cara, la dirección del buzamiento, la altura y el ancho del banco serán necesarios.

2.5.2.2 Datos de salida

Del análisis con el software Sblock se pueden obtener resultados útiles como los siguientes:

- **Volumen promedio de falla:** volumen promedio de falla calculado para una sección de 1 metro para cada iteración separadas cada 2 metros a través del rumbo del banco. Estos resultados también consideran partes en donde los bancos no tuvieron ningún tipo de fallo. Este volumen está dado en volumen por metro por corrida.
- **Factor de seguridad de los bloques o cuñas:** Es un valor promedio de todos los factores de seguridad de los key blocks encontrados en las iteraciones realizadas. Estos pueden ser bloques que son estables o que no lo son.

- Profundidad de falla de la cresta del banco: Esta profundidad está expresada como una probabilidad de falla en una sección del banco. Como se ve en la Figura 2.13, el banco está separado en celdas y cada una tiene una cierta probabilidad de falla; en ciertas celdas y a ciertas profundidades la probabilidad máxima de falla es de 52% mientras que en otras celdas hay probabilidades menores de hasta 20%.

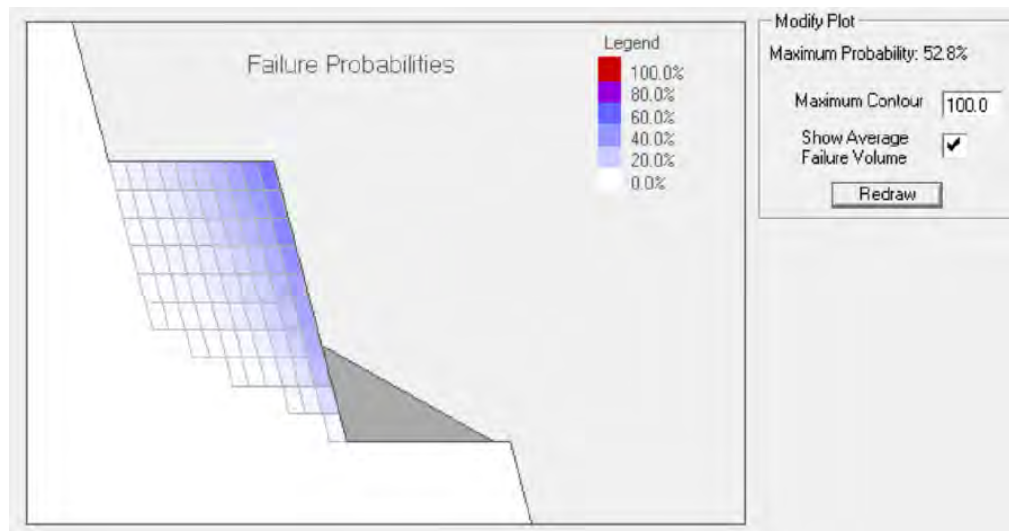


Figura 2.13 Probabilidad de falla de un banco, dividido por celdas.

- Ancho efectivo de la berma: Este es el ancho promedio horizontal de todas las bermas simuladas y muestran el efecto fallas en la cresta de los bancos. Si por ejemplo se tiene un diseño de 15 metros de ancho y en promedio hay falla 4 metros horizontales de cresta, entonces como un ancho efectivo se tendrá 11 metros.
- Longitud de la berma libre de fallos: Es la longitud de la cresta que no experimenta ningún tipo de fallos, este valor está expresado en porcentajes.
- Volumen no nulo promedio: el volumen promedio obtenido al dividir el volumen total fallado sobre la longitud de la cresta afectada por los fallos. Este valor nos dará una buena idea de la cantidad de roca en cada zona fallada.
- Ancho de berma promedio requerido: El ancho de berma requerido para soportar el volumen fallado promedio, considerando valores del material fallado con un ángulo de reposo de 30° y 40% de esponjamiento. Este material fallado también se puede observar en la Figura 2.13 como el área de color gris reposando en la base del banco.

2.6 DISEÑO DE BANCO & BERMA

Realizar un diseño banco-berma tiene como objetivo: evaluar la geometría de una configuración banco-berma que nos permita controlar y contener los deslizamientos que se puedan originar a nivel de banco. La principal función de los bancos es la de proveer un ambiente de trabajo seguro para el personal y equipos que se puedan encontrar trabajando cerca de un talud, para ello estos bancos deben cumplir con ciertas características:

- Confiabilidad en la estabilidad de la cara de los bancos y las crestas.
- Seguridad, dada por los anchos suficientes para mitigar los peligros de caída de rocas de los bancos.
- Accesibilidad, de tal manera que se puedan acceder a los bancos para su monitoreo y limpieza.

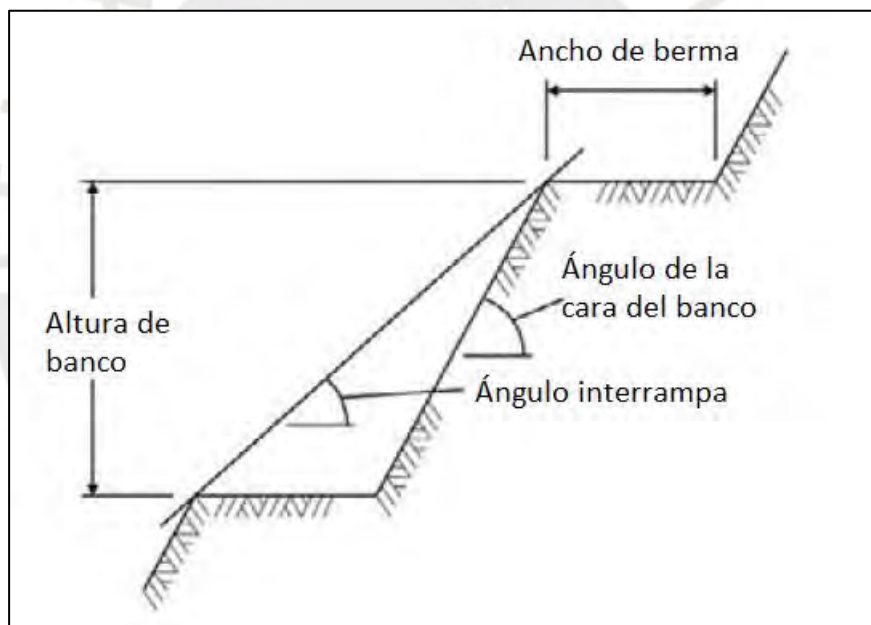


Figura 2.14 Componentes de la configuración de un banco. Adaptado de Read & Stacey, 2009,

2.6.1 Diseño de ancho de berma

Los anchos de bermas deben ser tal que pueden contener los posibles volúmenes deslizados productos de inestabilidades a nivel de banco.

Se considera que los anchos mínimos o de diseño de las bermas deben de ser determinados una combinación de varios factores como: las condiciones de la propia operación, ciertas políticas de la empresa (depende del nivel aceptabilidad al riesgo que se tenga) o parámetros mínimos dados de manera regulatoria por los gobiernos, entre otros; por lo tanto, no hay un estándar totalmente definitorio al cual deban basarse estos diseños. Sin embargo, se cuenta con algunas relaciones empíricas que pueden servir como punto de partida o referencia para su diseño, tales como el siguiente (Ryan & Pryor, 2000):

$$A = 0.2 * H + 4.5 m$$

Donde:

A = Ancho de berma

H = altura de del banco

Después de haber determinado el ancho de berma, se deberá considerar que estas medidas de diseño no se podrán conseguir de manera exacta en todos los casos en la operación, debido a que parámetros como las voladuras o las excavaciones no son confiables en su totalidad (aun cuando se les da el mayor control posible). El ancho final obtenido de las banquetas estará regido por la cantidad de sobre rotura que ocurra en el banco excavado como se observa en la siguiente Figura 2.15

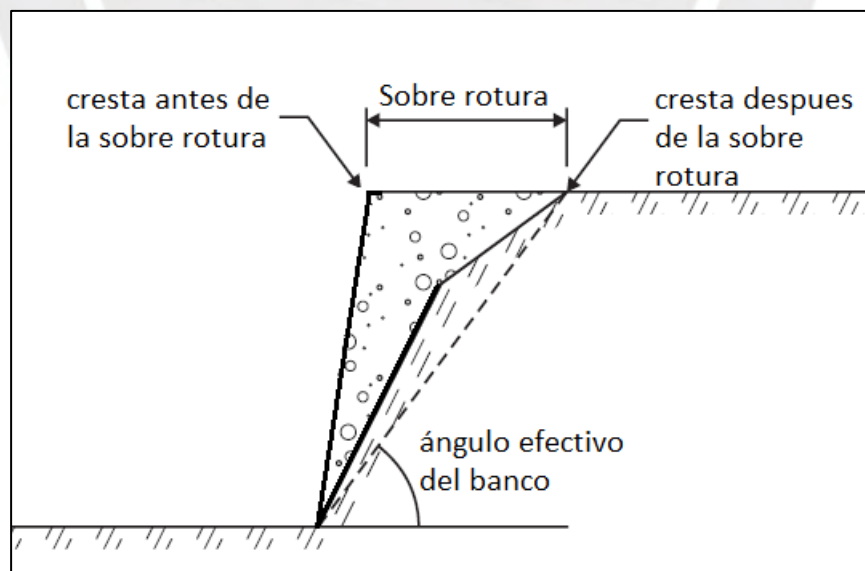


Figura 2.15 Efectos de la sobre rotura en un banco planeado luego de la voladura o excavación. Adaptado de Read & Stacey, 2009.

Es conservador optar por un nivel de aceptabilidad a nivel de banco que considera una probabilidad de falla menor al 30% (Stacey & Read, 2009) y parámetros como los de berma libre de derrame mayor a 2 metros.

2.6.2 Diseño de ángulos de banco

Las juntas y fallas en un banco controlan la cantidad de sobre rotura, por lo tanto, el ángulo efectivo de este.

Uno de los puntos importantes del diseño, es determinar el ángulo de la cara del banco que corta la menor posible cantidad de cuñas, bloques o planos formados estructuralmente, los cuales pueden ser evaluados usando métodos de proyecciones estereográficas o de equilibrio límite. Si se decide usar el método de equilibrio límite, las cuñas, bloques y planos son considerados como cuerpos libres y las fuerzas a considerar son las inducidas únicamente por el peso y que resisten los esfuerzos cortantes. Dadas estas circunstancias, el factor de seguridad puede ser estimado usando procedimientos determinísticos basados en la ecuación general de equilibrio límite para una falla planar:

$$FoS = \frac{\tan \Phi}{\tan \theta} + \frac{2 * c * \sin \beta}{\gamma * H * \sin (\beta - \theta)}$$

Donde:

FoS = Factor de seguridad

Φ = ángulo de fricción

c = cohesión

γ = peso unitario

H = altura del banco

β = ángulo efectivo del banco

θ = buzamiento de la junta

3 CASO APLICATIVO

3.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La unidad minera se encuentra ubicada al sur del Perú. Entre los departamentos de Cusco y Arequipa a una altitud aproximada de 3,000 msnm. Se puede acceder hasta la operación minera vía terrestre ya sea desde la ciudad de Arequipa o Cusco en un recorrido

aproximado de 5 a 6 horas, razón por la cual la unidad minera cuenta con campamento para su personal.

3.2 OPERACIONES

La unidad minera opera con el método de explotación a tajo abierto en un yacimiento de pórfido de Cu-Mo, del cual extrae Cu-Mo con agregados de Ag, Au. El mineral de interés o la mena es la calcosita, pero también lo es la calcopirita. Este mineral es extraído y procesado en chancado primario y secundario, molinos de bolas y posteriormente en flotación hasta obtener un concentrado de Cu y de Mo, con los agregados mencionados de Ag y Au.

El tajo abierto, en la condición actual, es minado en 2 fases: fase 1 y fase 2. La altura de banco generalmente es de 30m y algunas zonas puntuales de 15 m, lo cual representa un reto para la estabilidad a nivel local de banco; así como, a nivel interrampa y global de las paredes del tajo.

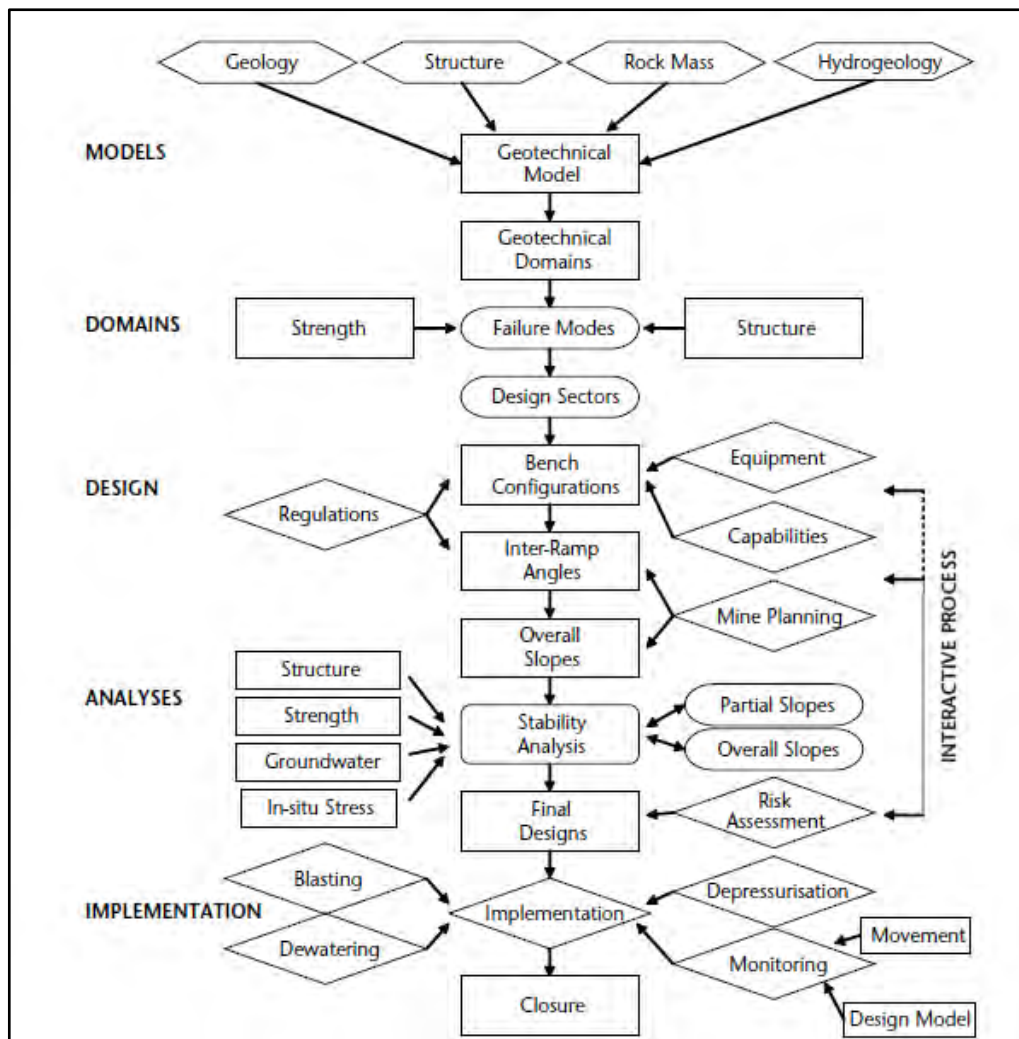
DOMINIO GEOTÉCNICO	ÁNGULO DE BANCO (BFA) °	ALTURA DE BANCO (m)	ANCHO DE BERMA (m)	ÁNGULO INTERRAMPA (°)
ROCA INTRUSIVA	85	30	12	55
ROCA SEDIMENTARIA	65	15	8	45
RODA INTRUSIVA-MODERADAMENTE FRACTURADA	75	30	15	55
RODA INTRUSIVA-LIGERAMENTE FRACTURADA	70	30	15	55

Tabla 3.1 Dominios geotécnicos: ángulos de diseño

En la tabla, se indica los ángulos geotécnicos por sectores de diseño a nivel de banco (BFA) e interrampa del tajo.

3.3 PROBLEMA DE CAÍDA DE ROCAS

El tajo, desde el enfoque geotécnico, presenta un control estructural del macizo rocoso; es decir, el macizo rocoso no presenta problemas críticos de deformaciones a escala de talud interrampa o talud global. Sin embargo, el control estructural, genera problemas de caídas de bloques de roca a nivel de banco. Esto se ha podido verificar en campo: la mina presenta una condición estable a escala interrampa y global en las paredes del tajo, pero si presenta frecuentes eventos de caída de rocas a nivel de 1 banco y muy rara vez a nivel de banco doble.



Gráfica 3.1 Proceso para el diseño geotécnico de un tajo. Fuente: Read & Stacey, 2009

En la Gráfica 3.1, se indica que un modelo geotécnico debe incluir un análisis por separado para cada uno de los siguientes aspectos: geología, estructuras, macizo rocoso e hidrogeología. Estos son aspectos que se analizan de manera independiente y generalmente un tajo estará controlado por algunos de los aspectos mencionados. Para el presente caso en estudio, se reitera que el control es estructural para el tajo, pues se evidencia en las caídas de rocas que se desplazan a través de las estructuras.

3.3.1.1 Impacto de caída de rocas en la seguridad

Las caídas de roca representan un riesgo para la seguridad física de la mina y aún más importante para la seguridad del personal que trabaja. Estos eventos de caída de rocas pueden llegar a ser identificados con anticipación gracias al uso de los radares, pues se evidencia zonas

con tendencia a una creciente deformación; sin embargo, con un alcance limitado pues no se podrá detectar bloques de roca en deformación cuyo tamaño sea inferior al tamaño del pixel que detecta el radar. Estos últimos, que no llegan a ser reconocidos por el radar son los de mayor riesgo, pues no hay manera de anticiparse hasta verificarlo en campo y con cierta exposición en la observación.

Los bloques de roca podrían caer y retenerse en la banqueta inmediata inferior, pero también podría ocurrir que este bloque se proyecte hacia bancos inferiores hasta llegar a la rampa más cercana inferior y así dañar camiones, equipos livianos u algún otro equipo y con ello ocasionar lesiones o pérdidas de vidas humanas.



Figura 3.1 Eventos de caídas de roca a nivel de banco- pared noroeste del tajo.

En la imagen, se puede observar la caída de bloques a nivel de banco, mediante el mecanismo de falla tipo cuña en el sector noroeste del tajo. Este sector ha presentado, con frecuencia, colapsos que llegaron a ser identificados con uso de un radar Ibis; sin embargo, también se ha presentado eventos de caída de material sin que el radar lo haya podido detectar debido a factores limitantes del equipo, como el tamaño de pixel, distancia de monitoreo, ruido provocado por condiciones climáticas y disponibilidad del equipo.

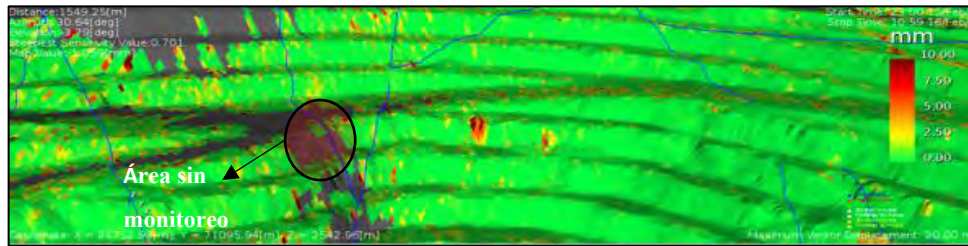


Figura 3.2 Área no monitoreada por radar - pared noroeste del tajo

En la imagen, se evidencia un área que no llega a ser monitoreada por el radar y precisamente en esa ubicación ocurrió un evento de caída de rocas. El radar no llega a monitorear el área indicada debido a que la línea de vista del radar no proyecta hacia dicha ubicación.

Ante cualquiera de los casos mencionados, como consecuencia de la caída de rocas está presente el riesgo del daño al personal que esté trabajando cerca, posible daño a los equipos como camiones, camionetas, equipos de actividades de ingeniería o de servicios de soporte que transitan en la rampa inferior (al colapso) o se ubican en banquetas cercanas; así mismo, el tajo, visto como infraestructura, también es afectado debido a que la caída de material implica pérdida de ancho de berma.

3.3.2 Impacto de caída de rocas en la operación

Los eventos de caída de rocas que se presentan a nivel de banco, si bien no son un problema grave de estabilidad a escala global, son suficiente para impactar de manera negativa a la operación minera. Cuando los bloques de roca en desplazamiento, ante un inminente colapso, llegan a ser identificados con los radares, permite tomar la decisión de primero, evacuar a todo el personal y equipos que trabajen cerca al sector en deformación; segundo, restringir el acceso a la rampa a la cual podría proyectar el bloque de roca en deformación. Por lo tanto, como consecuencia de ello lo siguiente:

- Se interrumpe el ciclo de minado de la operación debido al cierre temporal de rampas, que puede durar horas o incluso días.
- Se opta por rutas alternas de mayor longitud de recorrido para los camiones, lo cual implica un incremento del costo de acarreo.
- Disminuye la productividad de las actividades de ingeniería y/o servicios generales que se realizaban cerca al sector en deformación.
- Se incurre en pérdidas de tiempo y costo para limpiar el material que podría proyectar hacia la rampa.

Para los casos en que el evento de caída de rocas no es anticipado con el uso de radares y solo ocurre el desplazamiento del material, también se incurre en los mismos impactos operativos mencionados líneas arriba, pero con la consideración de que el riesgo de pérdidas o daños al personal y equipos es mayor.



Figura 3.3 Ruta alterna para el tránsito de camiones debido a la restricción temporal de rampa noroeste del tajo a causa de caída de rocas.

De acuerdo a la Figura 3.3, se puede notar que cuando existe un evento de caída de rocas, los camiones tendrán que optar por rutas alternas de mayor longitud en lo que dura el trabajo de rehabilitación o limpieza del material proyectado hacia la rampa. Adicionalmente, se debe considerar el tiempo de espera hasta que el sector en deformación se estabilice y no represente un potencial riesgo de caída de rocas lo cual puede durar horas o días dependiendo las características del macizo rocoso. En caso que el inminente colapso haya sido identificado con anticipación mediante el uso de un radar, se debe también considerar el tiempo que estuvo restringido el sector en deformación y la rampa inferior más cercana, para dicha situación se desconoce qué tiempo se deberá esperar hasta que ocurra el colapso y en ocasiones no llega a ocurrir el evento.

Con lo descrito, se concluye que el principal problema geotécnico para el tajo y que da lugar a los frecuentes eventos de caída de roca es a nivel local de banco, para lo cual se presenta la siguiente explicación que sugiere que en base a las condiciones del macizo rocoso (con moderado a alto RQD y resistencia) este presenta un control principalmente estructural y con ello las potenciales caídas de rocas a nivel de banco con posibles proyecciones hacia rampas operativas del tajo.

3.4 EXPLICACIÓN AL PROBLEMA DE CAÍDA DE ROCAS

El problema de caída de rocas, como se ha indicado anteriormente, representa un riesgo para la seguridad del personal que trabaja y equipos. También, representa un impacto negativo

en la operación porque interrumpe el ciclo de minado planeado: se optan por rutas alternas para los camiones, se reduce la productividad de actividades de ingeniería y servicios de soporte. Todo lo mencionado, incurre también en un incremento de costos en la operación.

Ante la problemática mencionada, se realiza la investigación en campo que pueda explicar la causa y condiciones geotécnicas que dan lugar a los colapsos con el propósito de plantear una alternativa desde el enfoque geotécnico.

3.4.1 Inspección en campo

Para explicar la causa de los frecuentes eventos de caída de rocas, se requiere una investigación en campo que permita analizar in situ las propiedades del macizo rocoso, así como las condiciones reales de los ángulos de banco (BFA), ángulos interrampa y global para evaluarlos y compararlos con respecto a los ángulos de diseño geotécnico.

El macizo rocoso, en el tajo, presenta un control principalmente estructural; es decir, las paredes del tajo no presentan un problema importante de estabilidad global o a escala interrampa; sin embargo, si existe una condición de estructuras persistentes en un macizo rocoso competente (alta resistencia y alto RQD). Esta condición de macizo rocoso competente y con presencia de discontinuidades persistentes da lugar a la formación de bloques de roca, los cuales podrían desplazar a través de los planos de las estructuras. El posible desplazamiento de dichos bloques depende de las propiedades de resistencia de las estructuras (cohesión y fricción), el buzamiento y dirección de buzamiento de las estructuras; así como, del ángulo de banco, mientras mayor sea el ángulo de banco mayor será la probabilidad de desplazamiento de los bloques de roca.

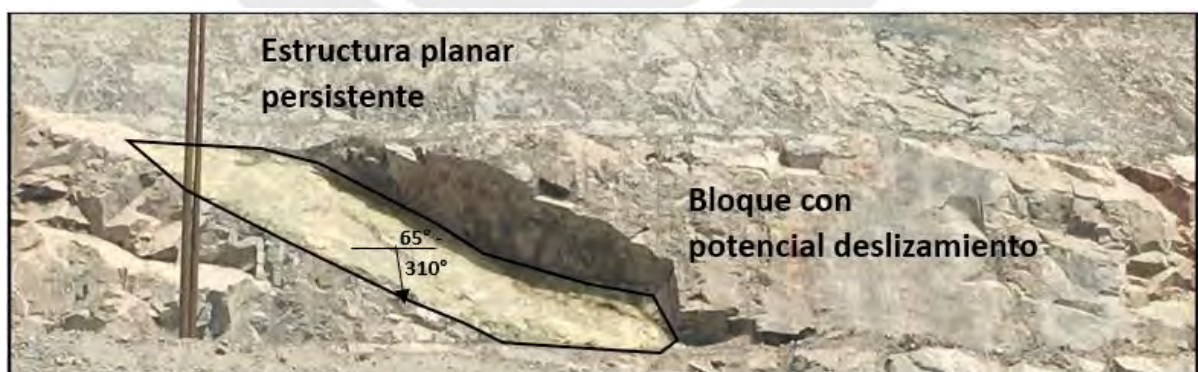


Figura 3.4 Estructuras planares persistentes- macizo rocoso competente (alta resistencia)

En la imagen, se puede observar una estructura planar persistente que junto con una calidad de macizo rocoso competente permite la formación de bloques. El posible desplazamiento del bloque mostrado depende del buzamiento (65°) de la estructura, sus propiedades de resistencia (cohesión y fricción); así como, de la condición geométrica del talud.

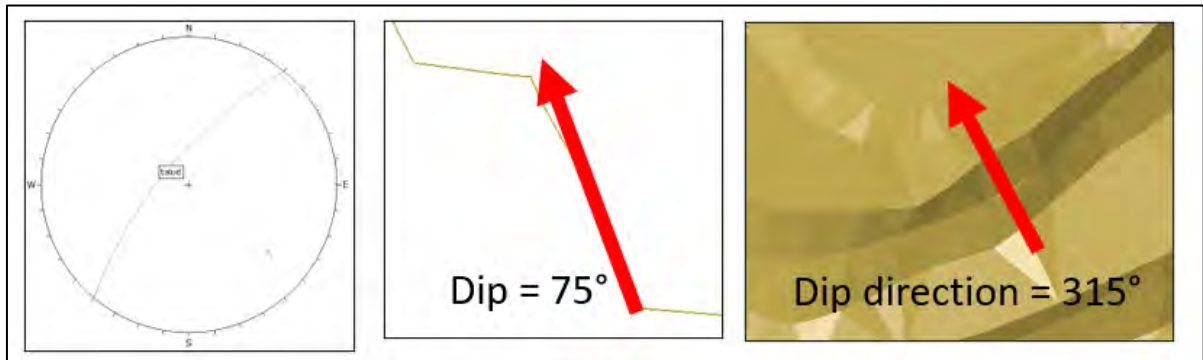


Figura 3.5 Condición geométrica del talud: Buzamiento – Dirección de buzamiento

Se determina un buzamiento del talud de 75° lo cual con el buzamiento de 65° de la estructura genera la condición para la formación de un bloque. El posible mecanismo de falla para dicha condición es de tipo planar, la cual líneas más adelante será mejor detallada; así como, los demás posibles mecanismos de falla (tipo planar, volcamiento y bloque en forma de poliedro).

3.4.2 Mecanismos de falla

La presencia de estructuras persistentes generalmente genera la condición para un posible desplazamiento de tipo planar, cuña o volcamiento; sin embargo, también es posible el deslizamiento de bloques de forma de cualquier poliedro, el cual podría desplazar a través de algunos de los planos de las discontinuidades. Por ese motivo, se ha planteado realizar un análisis probabilístico que permita considerar la formación de toda forma geométrica de bloque que tenga la condición a un posible deslizamiento.

A continuación, se muestran los mecanismos de falla con las geometrías de talud que generan la condición para los posibles desplazamientos: tipo planar, cuña, volcamiento o desplazamiento de un poliedro.

Falla tipo planar

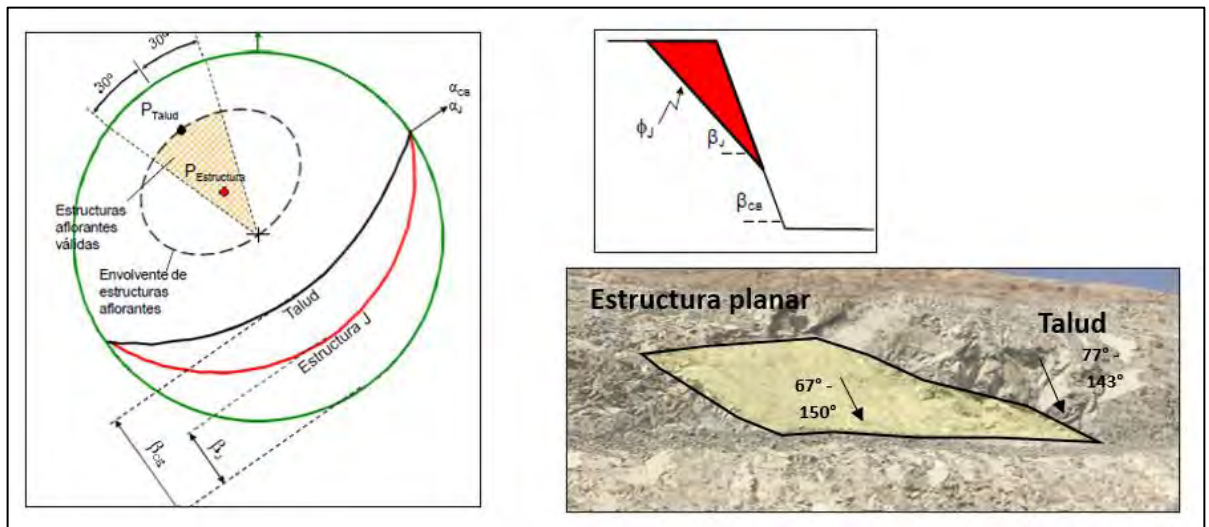


Figura 3.6 Estructura planar persistente- proyección estereográfica y vista en sección

Se evidencia una estructura planar persistente con una dirección de buzamiento casi paralelo a la dirección de buzamiento del talud. Se considera que dicha diferencia de ángulos en el rango de hasta 15° o 20° podría generar la condición para un desplazamiento planar. En este caso, dicha diferencia de ángulos es de 10° . Esta estructura planar también presenta un buzamiento menor (67°) que el buzamiento del talud (77°) lo cual genera la condición de un bloque en potencial deslizamiento. Por último, el bloque desplazará de acuerdo a las propiedades de resistencia de la estructura planar, cohesión y fricción.

Esta condición de desplazamiento de tipo planar se podría analizar de manera independiente en el software Rocplane, pero sería para analizar todos los bloques con condición planar uno por uno y resultaría un trabajo bastante minucioso y prolongado; por otro lado, considerar un análisis probabilístico en el software Sblock considera todo tipo de bloques en forma de cualquier poliedro con el potencial de desplazamiento a través de alguno de los planos de las estructuras y se puede representar toda una pared de un talud con el mismo dominio estructural, lo cual resulta más práctico y de resultados más pronto.

Falla tipo cuña

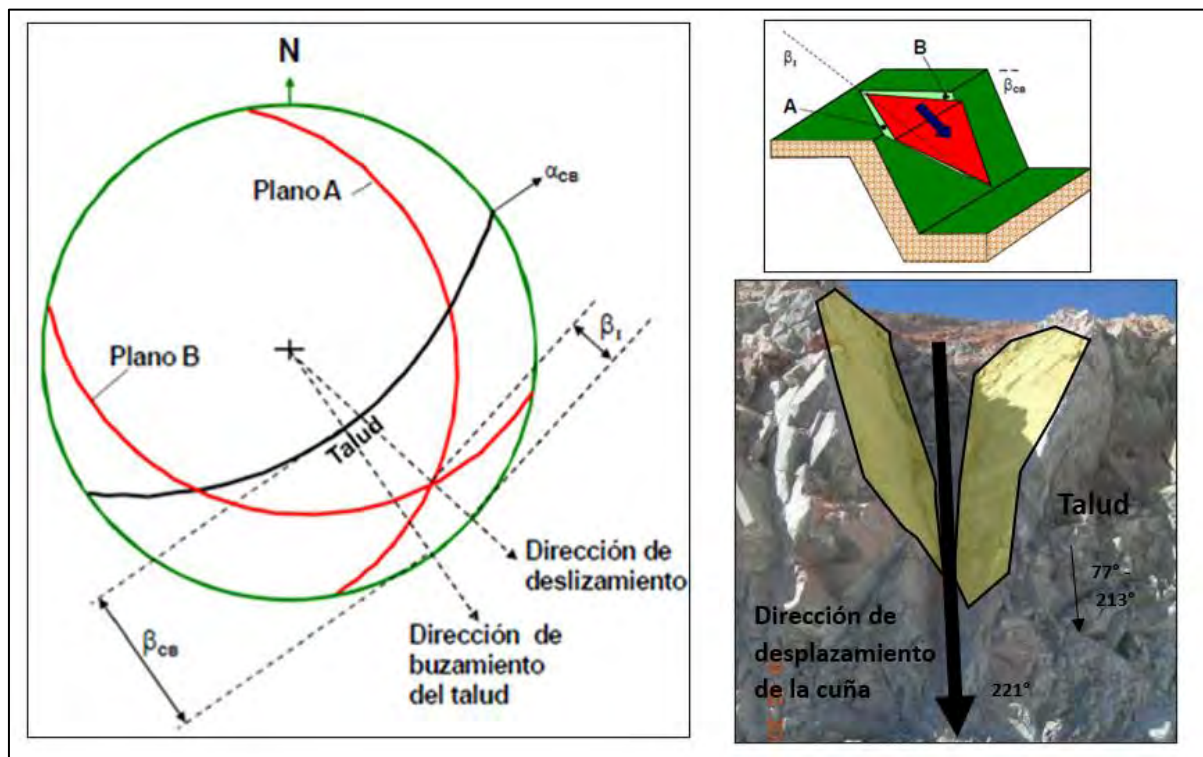


Figura 3.7 Intersección de estructuras persistentes- bloque tipo cuña- proyección estereográfica y vista isométrica

En la imagen, se presencia dos estructuras cuya intersección forman un bloque tipo cuña, el cual podría desplazar con una dirección de 221° . Este ángulo difiere de la dirección de buzamiento del talud (213°) en 8° , valor que está dentro rango de hasta 15° o 20° de diferencia para que se pueda generar la condición para un posible desplazamiento. Adicionalmente, se debe considerar que la cuña desplazará de acuerdo a las propiedades de resistencia más críticas de las estructuras que forman la cuña.

Falla tipo volcamiento

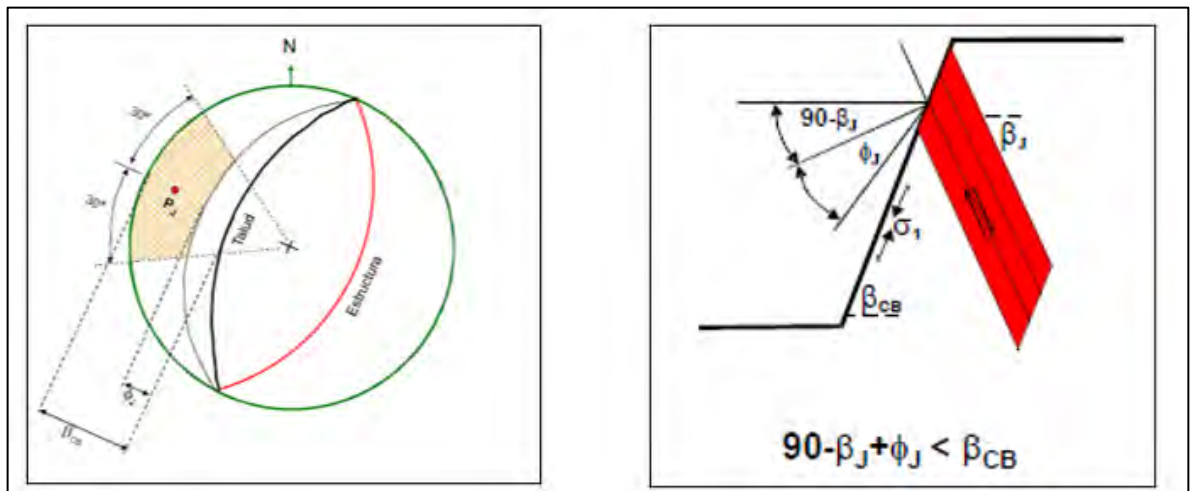


Figura 3.8 Proyección estereográfica y vista en sección de mecanismo de falla tipo volcamiento.

De acuerdo a las imágenes, se presencia una estructura con una dirección de buzamiento opuesto a la dirección de buzamiento del talud. El menor ángulo que forman los ángulos de dirección de buzamiento mencionados se debe diferir en un rango de hasta 15° o 20° para que se pueda generar la condición para un posible desplazamiento tipo volcamiento. También, se menciona que el deslizamiento del bloque formado depende del ángulo de fricción y cohesión de la estructura. Se agrega que este tipo de desplazamiento de bloque no se ha presentado en el tajo hasta el momento.

Falla por desplazamiento de poliedros

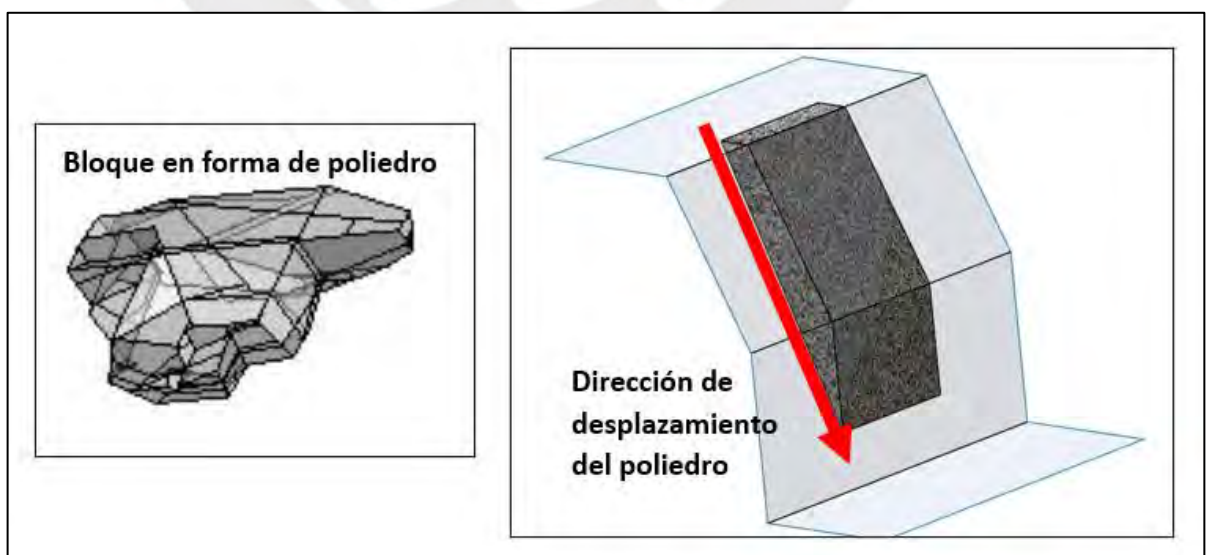


Figura 3.9 Bloques en forma de poliedros – mecanismo de falla.

Se puede observar en Figura 3.9 la formación de bloques en forma de poliedros los cuales no necesariamente deslizan con un mecanismo de falla tipo planar, cuña o volcamiento, pues estos bloques tienen el potencial de deslizar por cualquiera de los planos de las estructuras presentes.

El software Sblock permite obtener este tipo de bloques, pues considera hasta 6 familias estructurales con sus propiedades geométricas como el buzamiento, dirección de buzamiento, persistencia y espaciamiento; así como, las propiedades de resistencia cohesión y fricción. Estas propiedades de las estructuras junto con la geometría del talud (buzamiento, dirección de buzamiento, altura y ancho de berma) son las que limitan el volumen de los bloques que se forman y que tiene el potencial a deslizar pero que depende de las propiedades de ángulo de fricción y cohesión de las estructuras.

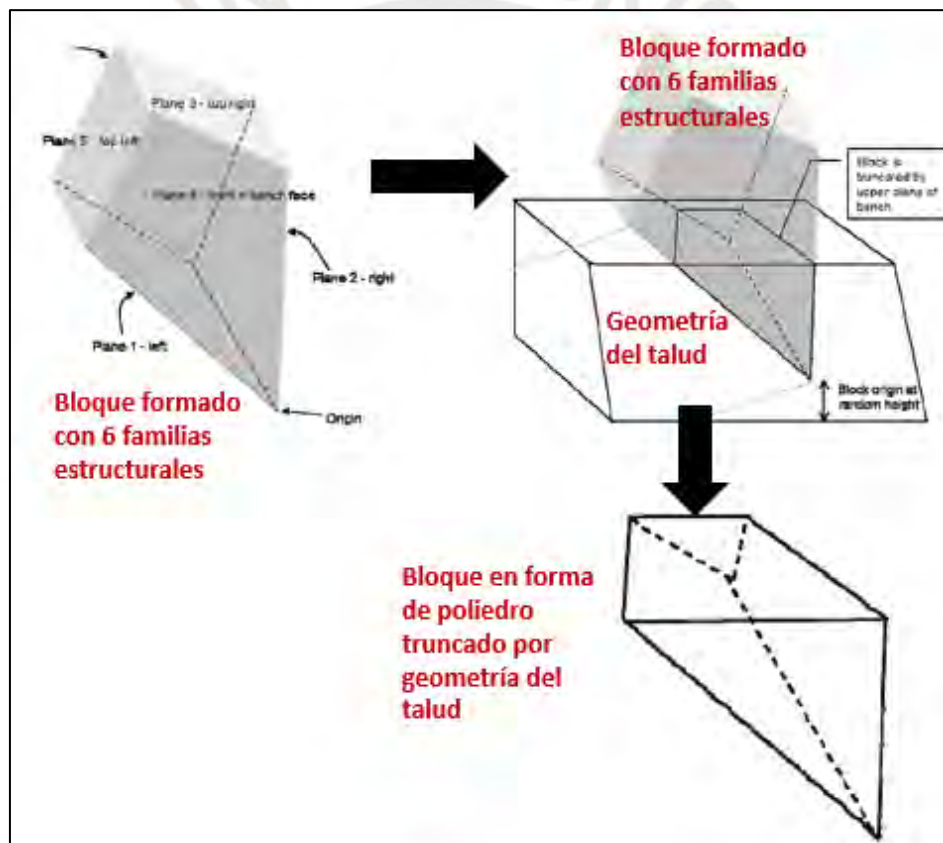


Figura 3.10 Formación de poliedros en el software Sblock.

El software utiliza el algoritmo de Montecarlo para distribuir las propiedades geométricas de las estructuras y con ello formar los bloques. Se emplea un análisis probabilístico de para evaluar el posible desplazamiento de los bloques formados. Se indicará mayor detalle de este análisis en cuanto a la obtención de información estructural, al tratamiento y validación de la misma; así como, criterios de análisis y los resultados de factor

de seguridad y probabilidad de falla en el ítem de análisis probabilístico de caída de bloques de roca.

A parte de las características de las estructuras y geometría de los taludes, también se considera otros factores que desfavorecen la condición de estabilidad de los bloques formados a nivel de banco:

3.4.3 Influencia de la presencia de lluvias

Se ha podido verificar, en campo, que las lluvias desfavorecen la estabilidad de los bloques con potencial deslizamiento. La presencia del agua desfavorece las propiedades de resistencia de las estructuras con lo cual genera presencia de continuos colapsos en épocas de lluvias: diciembre a marzo generalmente.

Se indica este factor solo de manera cualitativa pues lo que se conoce, actualmente, es que a mayor presencia de lluvia mayor probabilidad de ocurrencia de colapsos.



Figura 3.11 Influencia de lluvias en las propiedades de resistencia de las estructuras

3.4.4 Influencia de voladura

La voladura puede llegar a generar daños a los taludes en un campo cercano y campo lejano: en el campo cercano, los taludes son afectados debido a las altas velocidades de pico partícula (VPP) provocados por la voladura y en el campo lejano el talud podría dañarse por la presencia de las bajas frecuencias de las ondas de la voladura. Generalmente, se trabaja con un rango de valores llamados umbrales que indican los valores máximos permitidos para VPP y valores mínimos de frecuencia por sectores en el tajo. Esos parámetros son medidos con

sismógrafos, los cuales son ubicados estratégicamente en áreas de interés con potencial inestabilidad geotécnica. Los valores de VPP y frecuencias más críticas obtenidos del sector permiten mantener un control sobre la voladura al compararlos con los umbrales sugeridos para el sector.

Generalmente, los proyectos de voladura del tipo control o tipo acople (ambos los más cercanos al talud de diseño y adyacentes a la berma) generan mayor daño que los proyectos de voladura tipo producción. Adicional a los sismógrafos, se utiliza los radares y se tiene como referencia que durante la voladura si se presenta un salto de deformación mayor a 0.5 mm entonces existe alta probabilidad de un desprendimiento de material provocado por la energía liberada de la voladura.

La voladura puede llegar a formar microfisuras en el talud más cercano lo cual para el análisis probabilístico planteado en este estudio no será considerado; por otro lado, si se considera para este estudio el daño provocado a las estructuras existentes. Se ha podido verificar en campo que la voladura afecta considerablemente al tamaño de las aperturas. Por lo tanto, este factor es considerado de manera cuantitativa y se le asigna la valoración de cero a la cohesión de las estructuras ($c = 0$)



Figura 3.12 voladura y el daño estructural causado.

Se muestra en la imagen, un proyecto de voladura tipo control (adyacente a la berma de diseño) que ha ocasionado daño a las estructuras existentes en la condición de la apertura de tal modo que se considera cohesión igual a cero para la estructura.

3.4.5 Interacción con los equipos

La interacción con los equipos, principalmente con palas y excavadores también influyen directamente sobre las propiedades de resistencia de las estructuras, pues en el caso de las palas al hacer el carguío ejercen una fuerza en una dirección que intenta separar los bloques que quedan expuestos en la cara del banco. Por otro lado, si bien las excavadoras intentan desatar las rocas sueltas en los trabajos de estabilización, de todos modos, no llega a soltarse todas las rocas en su totalidad y dichos bloques de roca que quedan expuestos, pues se les ha debilitado las propiedades de resistencia de la estructura. Este factor no ha sido cuantificado, pero se sugiere que afecta a la cohesión de las estructuras.



Figura 3.13 Interacción de pala con estructura tipo planar

En la imagen, se muestra la interacción de una pala con una estructura planar persistente. La pala podría ejercer una fuerza de tal modo que induzca el desplazamiento del bloque formado por encima en la estructura planar.

4 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

El macizo rocoso del tajo en estudio es caracterizado principalmente por sus propiedades de resistencia y RQD. La actualización de dichas propiedades es de interés para la operación minera debido a los siguientes motivos:

4.1 Estimación de la resistencia

La resistencia es un parámetro importante tanto para geotecnia como para el área de voladura. Esta última requiere una estimación adecuada de la resistencia para que se pueda determinar el factor de carga necesario para el proyecto de voladura. Un inadecuado factor de carga incide en posibles daños a los taludes más cercanos o sobreminado de bermas de diseño.

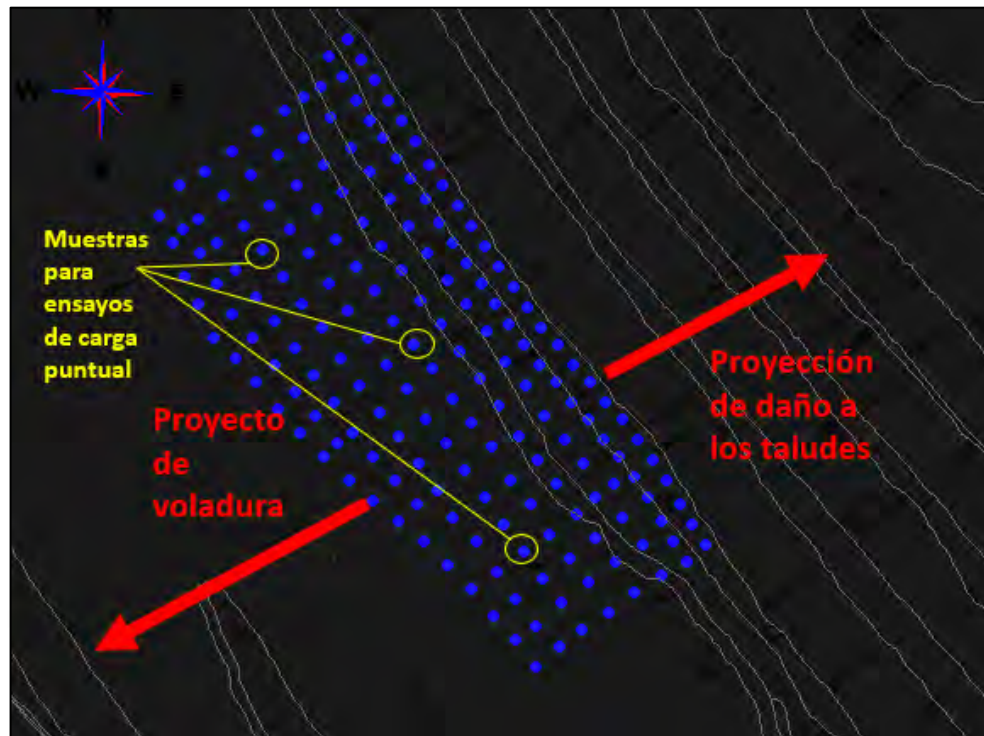


Figura 4.1 Vista en planta de proyecto de voladura del sector suroeste del tajo.

De acuerdo a la imagen, para la actualización de un modelo geotécnico de resistencia del tajo se puede aprovechar los detritos de los taladros de perforación como muestras extraídas para realizar ensayos de carga puntual. De esa manera, se puede estimar y actualizar la información de la resistencia diariamente enfocado a los proyectos de voladura de interés.

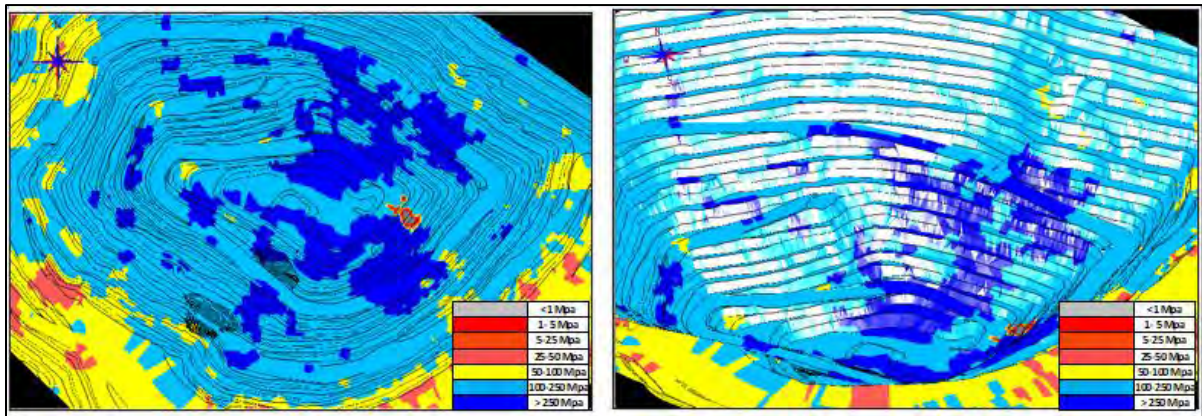


Figura 4.2 Vista en planta-modelo geotécnico de resistencia (izquierda), Vista isométrica-modelo geotécnico de resistencia (derecha)

En las imágenes, se puede observar un modelo de resistencia del tajo en estudio en base a rangos, que varía desde bajas resistencias 1,5, 25 MPa hasta alta resistencias superiores a 250 MPa. Predomina en el tajo, el rango de resistencia de 100 a 250 MPa y sectores superiores a 250 MPa, dichos sectores son los que se analizan en el presente estudio. Adicionalmente, se puede notar claramente que existe la correlación, para el tajo en estudio, que a mayor profundidad la resistencia del macizo rocoso aumenta considerablemente.

Con respecto al análisis probabilístico de caída de bloques de roca, la resistencia es un indicador importante, pues generalmente en zonas con regular a alta resistencia se encuentran bloques de roca más grandes y definidos en comparación a zonas con baja resistencia. Estos bloques de rocas generalmente no presentan problemas de deformaciones debido a su alta resistencia, pero si tienen potencial de deslizamiento a través de las estructuras.

4.2 Estimación del RQD

La actualización del modelo geotécnico del RQD es de interés porque permite tener conocimiento del grado de fracturamiento de la roca, lo cual debe ser coherente con la resistencia. Generalmente, a mayor resistencia el grado de fracturamiento es menor en el macizo rocoso.

Para realizar la actualización del modelo de RQD de un sector de interés, es necesario el mapeo geotécnico en campo. Se puede optar por el siguiente método para estimar el valor del RQD:

Palmstrom (1982) define a J_v como número de juntas presentes en un metro cúbico de roca:



Figura 4.3 Familias estructurales – mapeo geotécnico.

$$Jv = \sum \frac{1}{S}$$

S: espaciado de las discontinuidades en metros.

El RQD está relacionado al Jv por la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

Y el $RQD = 100\%$ cuando $Jv \leq 4.5$ y $RQD=0\%$ cuando $Jv > 35$.

Posteriormente Palmström (2005) actualizó la relación como:

$$RQD = 110 - 2.5 * Jv$$

$RQD = 100\%$ cuando $Jv \leq 4$ y $RQD = 0\%$ cuando $Jv > 44$.

Mediante el método mostrado, se puede actualizar el modelo de RQD en las zonas de interés.

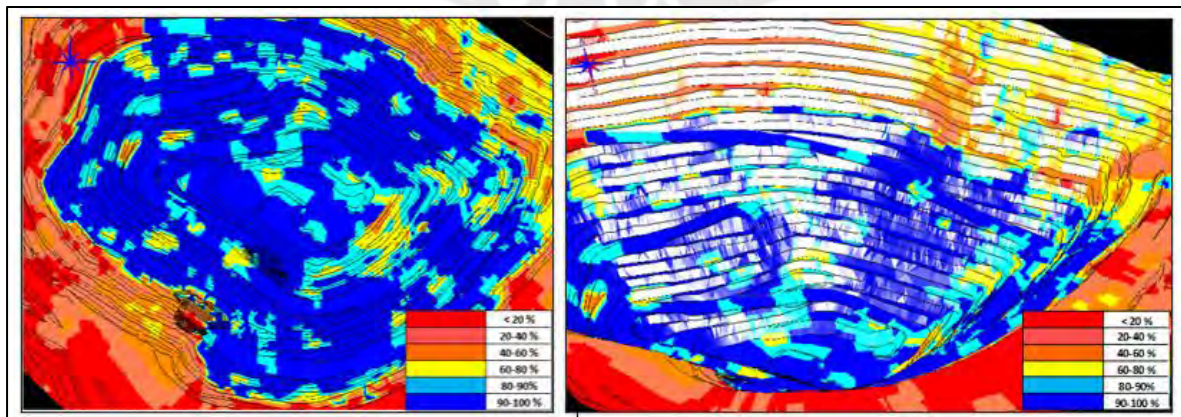


Figura 4.4 Vista en planta-modelo geotécnico de RQD (izquierda), Vista isométrica-modelo geotécnico de RQD (derecha).

De acuerdo a lo mostrado en las imágenes, el modelo de RQD del tajo presenta mayores valores o menor fracturamiento a medida que se profundiza en el tajo. Esto es consistente con el modelo de resistencia mostrado anteriormente, en el que a mayor profundidad la resistencia aumenta.

EL RQD y la resistencia representan indicadores importantes para identificar zonas con bloques de roca grandes y definidos en los que se pueda aplicar un análisis probabilístico de caída de bloques de roca.



Figura 4.5 Bloque colgado – Alta resistencia y alto RQD.

En la imagen mostrada, se presenta una condición de riesgo geotécnico: un bloque colgado, formado en un macizo rocoso resistente y con bajo fracturamiento (alto RQD), con potencial deslizamiento a través de los planos de las discontinuidades.

5 DELIMITACIÓN DE ZONAS DE INTERÉS

Las zonas de interés son las que presentan condiciones de potenciales caídas de bloques de roca. Para ello, se ha de considerar la información registrada por los radares, las propiedades de resistencia y RQD del macizo rocoso de tal modo que permitan identificar zonas desfavorables para la inestabilidad a nivel de banco.

5.1 Determinación de zonas en deformación con uso de radares

Los radares Ibis que monitorean diferentes sectores permiten hacer seguimiento de las deformaciones que se presentan en el tajo.

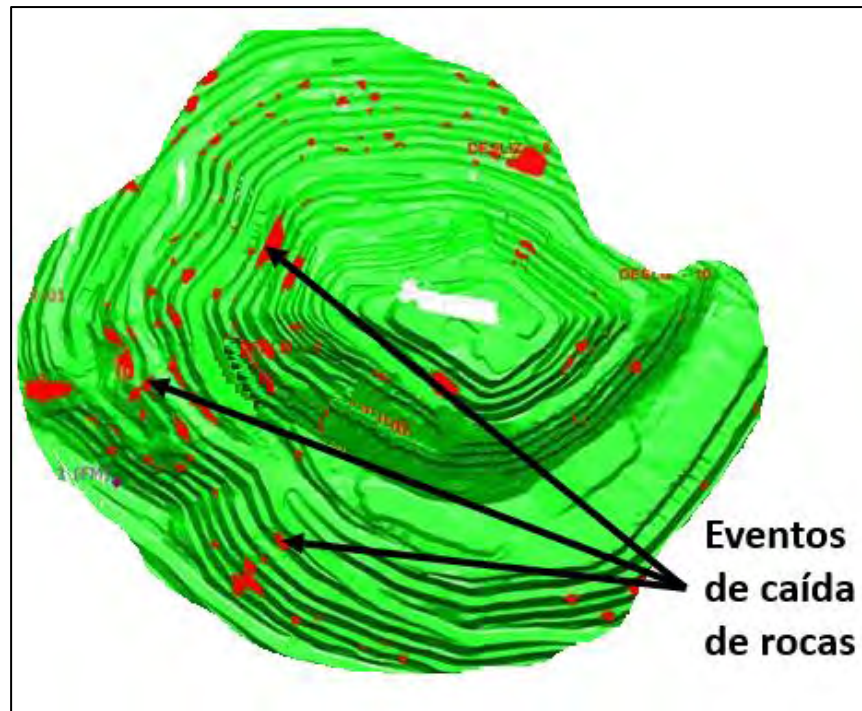


Figura 5.1 Área de cobertura por radares Ibis – eventos de caída de rocas en el tajo.

La imagen muestra el resultado de la superposición de coberturas de cada radar, lo que implica que algunas zonas se traslapan; es decir, que en dichas zonas de traslape se tiene información de más de un radar.

Adicionalmente, se evidencia que los eventos de caída de rocas que se ha presentado en el tajo son en su mayoría solo a nivel de banco y con pocos casos a nivel de banco doble. Estas caídas de bloques a nivel de banco sugieren un control principalmente estructural del macizo rocoso, lo cual se confirma con la presencia de media-alta resistencia y medio-alto RQD que permiten la formación de bloques de rocas grandes y definidos con potencial deslizamiento. Por lo tanto, cuando ante un inminente colapso o deslizamiento de bloques de roca, el radar registra las deformaciones de deslizamiento de los bloques a través de los planos de las estructuras persistentes.

Cada radar tiene su propia área de cobertura y se considera que la información más confiable está en el área que se llega a alcanzar con una línea de vista casi perpendicular desde el radar hacia la zona de monitoreo.

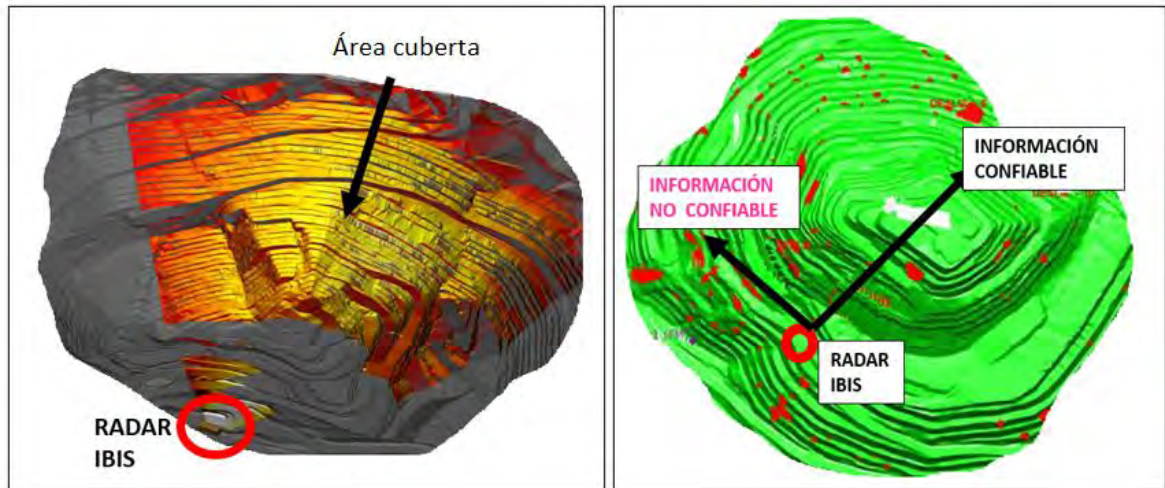


Figura 5.2 Área de cobertura de radar Ibis (derecha), confiabilidad de monitoreo en el tajo (izquierda).

Las imágenes muestran el área de cobertura del radar Ibis 1 (pared norte del tajo) y la línea de vista que indica el área confiable de monitoreo; es decir, donde la dirección de deformación indicada por el radar es representativa para la dirección de movimiento real del talud monitoreado.

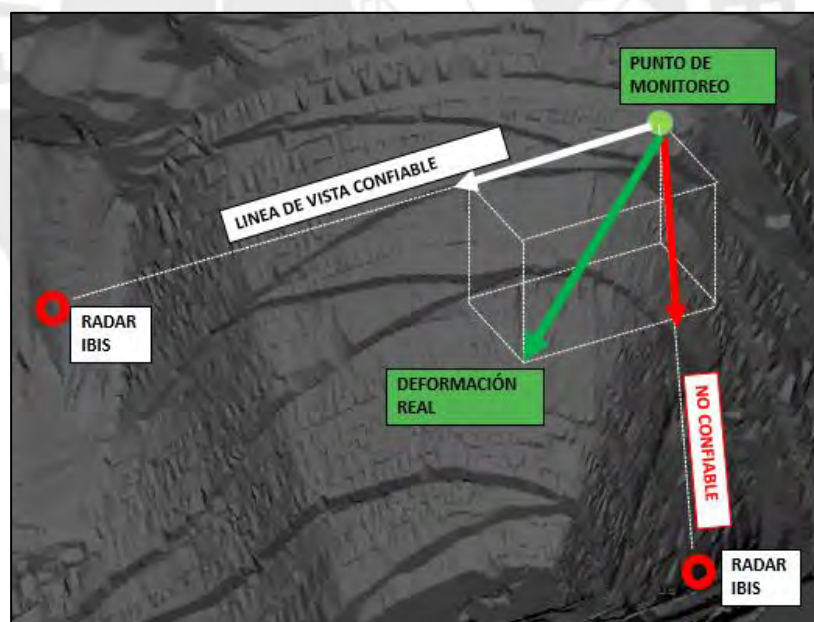


Figura 5.3 Líneas de vistas para adecuado monitoreo de la pared norte del tajo.

Adicional a las consideraciones geométricas indicadas para el monitoreo del tajo, también se debe considerar la distancia desde el radar a la pared de monitoreo, pues mientras mayor sea dicha distancia entonces mayor será el tamaño de pixel. Los pixeles, para las

ubicaciones actuales de los radares, son aproximadamente de tamaño 4x4 m y estos contienen información de deformación, velocidad y aceleración.

Los radares, a pesar de ser un instrumento muy útil e importante para el monitoreo del tajo, presenta las restricciones indicadas anteriormente y también presenta inconvenientes en condiciones desfavorables del tiempo meteorológico, pues ante presencia de neblina o lluvia esto genera ruido en el radar y resulta muy complicado o muy poco confiable la información de deformaciones. Así mismo, el tamaño del pixel representa una limitante para identificar bloques de roca en deslizamiento de tamaños menores al pixel.

A continuación, se muestra 2 zonas de interés debido a los frecuentes eventos de caída de rocas y porque actualmente presentan deformaciones que requieren hacer seguimiento.

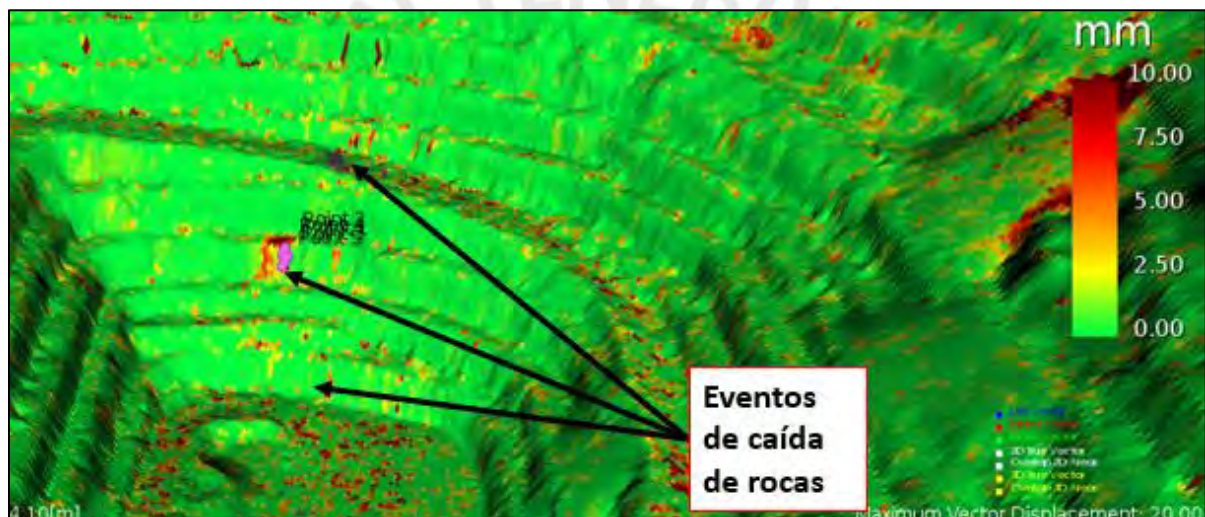


Figura 5.4 Zona de interés – fase 1.

En la imagen, mostrada la zona operativa indicada de fase 1 presentó eventos de caída de rocas y zonas específicas en deformación. De acuerdo a la escala de colores 0 -10 mm, actualmente se presenta con una deformación superior a 5 mm/hora, lo cual requiere atención y medidas hasta que se estabilice el sector. Para la velocidad de deformación por debajo a 5 mm/hr, aún no se requiere evacuación de acuerdo al umbral de 8 mm/hr (*warning - evacuation*) de dicho sector.

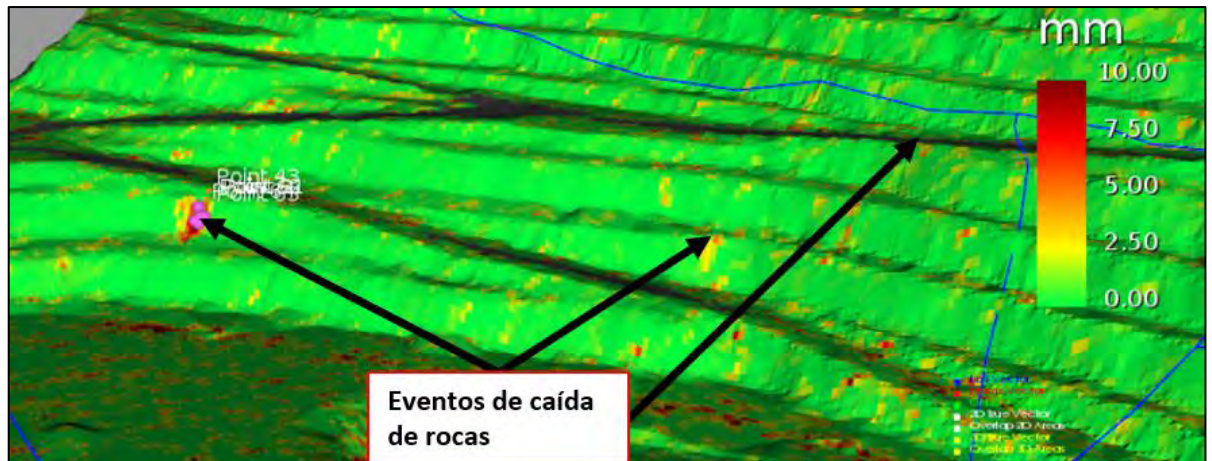


Figura 5.5 Zona de interés – fase 2.

La zona operativa indicada de fase 2 presenta una deformación entre 3-4 mm/hora, de manera similar a la zona de fase 1, aún no se requiere evacuación de acuerdo al umbral de 10 mm/hr (*warning - evacuation*) del sector, pero si requiere seguimiento debido a las deformaciones indicadas.

De acuerdo a lo explicado sobre el uso de radares, se puede concluir que el radar tiene su principal utilidad para monitorear y estar a la expectativa de potenciales deformaciones y posibles caídas de material, con las restricciones indicadas; sin embargo, para el presente estudio, se sugiere buscar una solución para reducir el riesgo de las caídas de bloques de roca. Por ello, lo siguiente es continuar con la revisión de las propiedades de resistencia y RQD de tal modo que se sustente un control principalmente estructural del macizo rocoso, lo cual permite formación de bloques de rocas con potencial deslizamiento, que serán analizados mediante análisis probabilístico y análisis cinemático.

5.2 Determinación de sectores de análisis

Correspondiente a las zonas de interés de las fases operativas de fase 1 y fase 2 que presentan áreas específicas en deformación y han ocurrido eventos de caída de rocas, se delimitan los sectores de análisis para cada fase en base a los siguientes criterios: misma dirección del talud y condición de media a alta resistencia y RQD.

5.2.1 Delimitación de sectores con la misma dirección de buzamiento del talud

Se delimita los sectores de análisis para las zonas de interés indicadas anteriormente de las fases operativas.

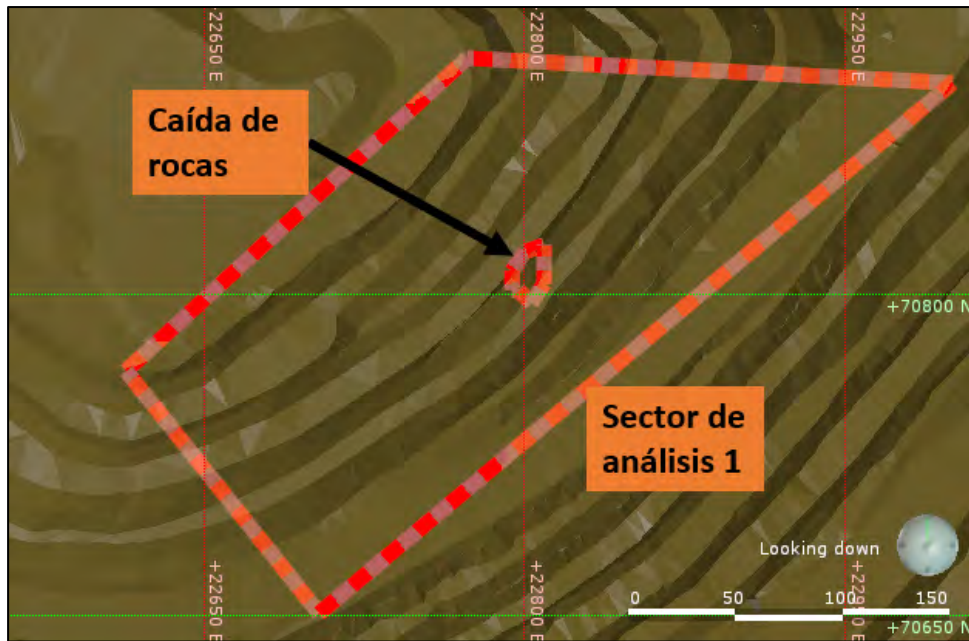


Figura 5.6 Sector de análisis 1 – fase operativa 1.

De acuerdo a la imagen, se muestra el sector de análisis 1 de la zona de interés de la fase operativa 1. Este sector presenta el mismo dominio estructural. El sector abarca los bancos desde el nivel 2123 al 2273, donde los bancos tienen muy similar ángulo de dirección de buzamiento y alturas de 30 m.

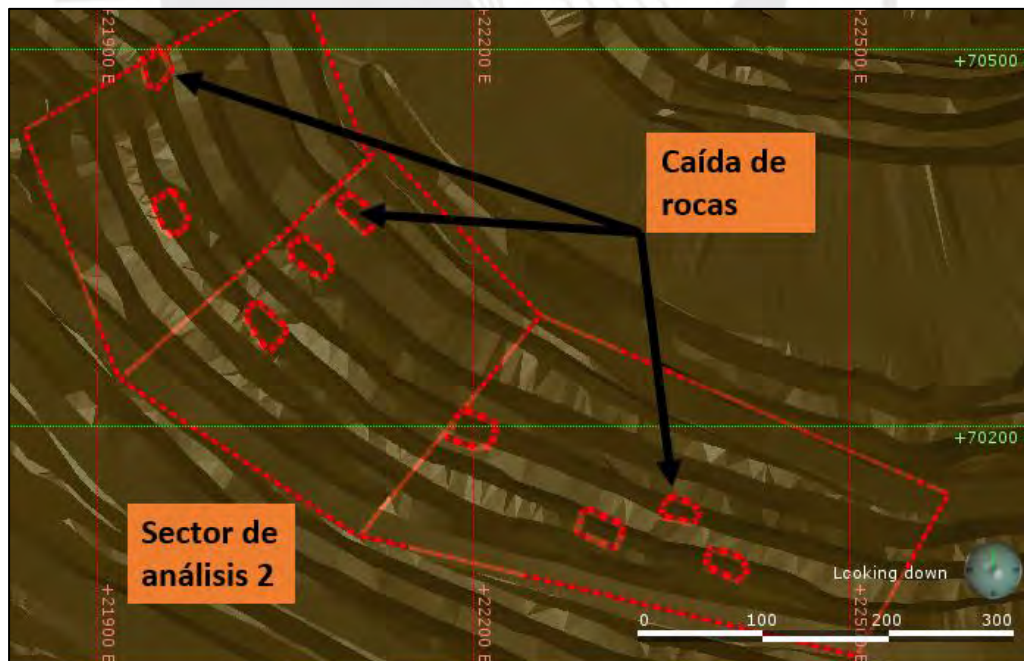


Figura 5.7 Sector de análisis 2 – fase operativa 2.

En la imagen, se puede observar el sector de análisis 2 de la zona de interés de la fase operativa 2. Este sector a su vez se subdivide en 3 subsectores más específicos debido a que presentan comportamientos estructurales diferentes. Los bancos abarcan desde el nivel 2453 al 2633, donde los bancos para cada subsector indicado tienen poca variación en el ángulo de la dirección de buzamiento y alturas de 30 m.

El propósito de delimitar los sectores con las misma o similar dirección de buzamiento es para evaluar los resultados del análisis cinemático y análisis probabilístico bajo condiciones geométricas similares, además por lo que dentro dichos sectores y subsectores se presenta un mismo dominio estructural.

5.2.2 Generación de secciones para evaluar RQD-UCS

Se evalúa las condiciones de resistencia (UCS) y RQD que permitan sustentar que para los sectores de análisis indicados anteriormente se tiene condiciones de macizo rocoso con media-alta resistencia y medio-alto RQD que permiten la formación de bloques de rocas definidos con potencial deslizamiento.

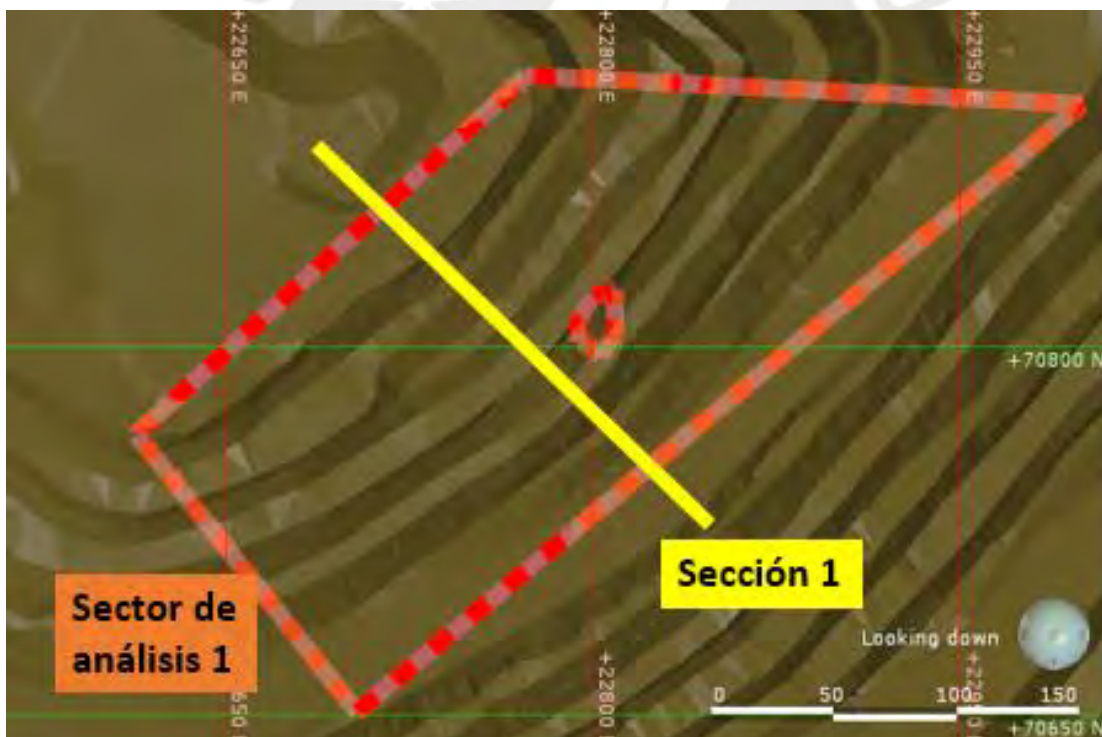


Figura 5.8 Sección de análisis 1 - Sector de análisis 1.

Se realiza una sección representativa del sector de análisis 1 para que se muestre la condición de resistencia y RQD de dicho sector.

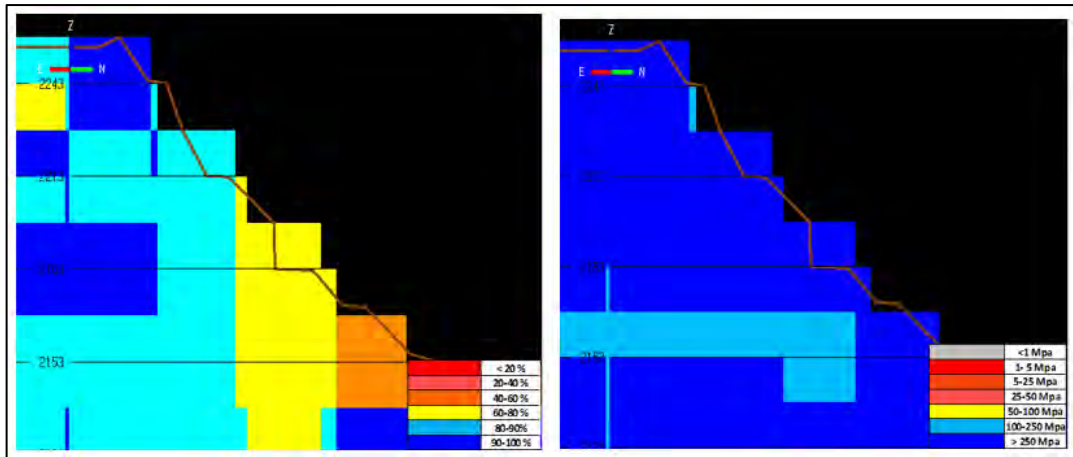


Figura 5.9 Sección de análisis 1- RQD (derecha), Sección de análisis 1- Resistencia en UCS (izquierda).

Se evidencia una condición del macizo rocoso de alta resistencia superior a 250 MPa para la sección del sector de análisis 1. Así mismo, se puede observar que el macizo rocoso es poco fracturado con un RQD en el rango de 60-80% y de 80-90%. Estos valores altos de RQD son consistentes con la alta resistencia mostrado para el sector de análisis 1.

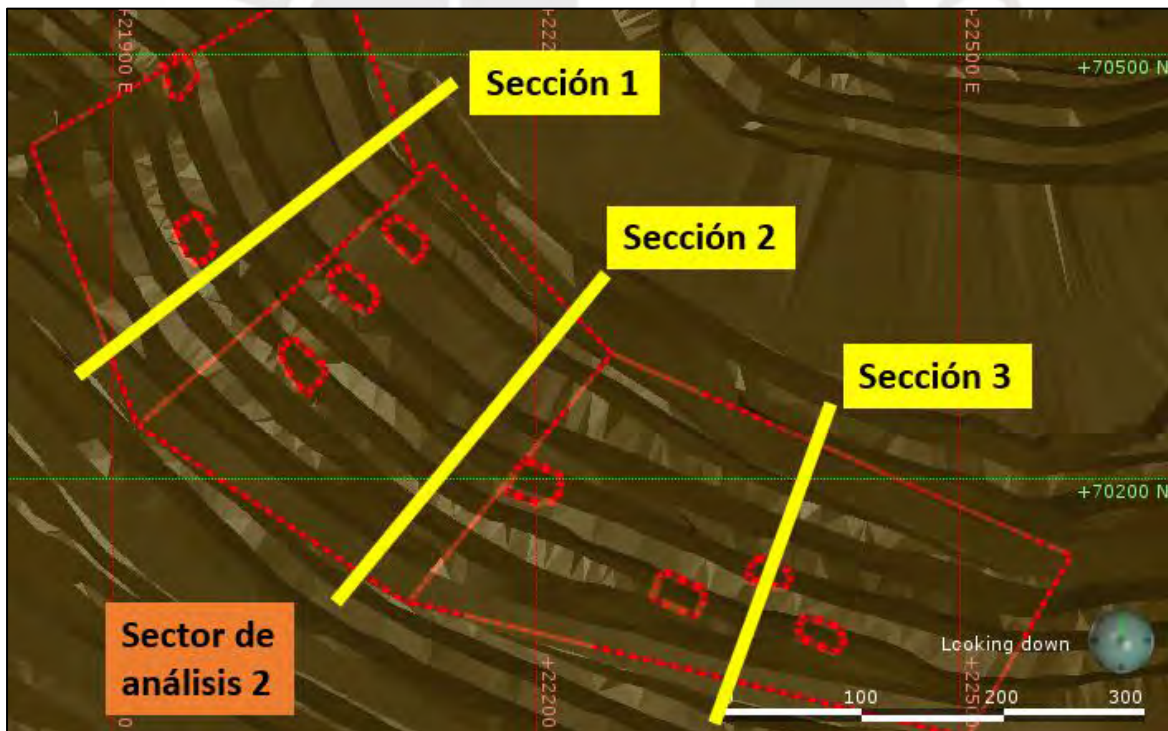


Figura 5.10 Secciones de análisis 1-2-3 - Sector de análisis 2.

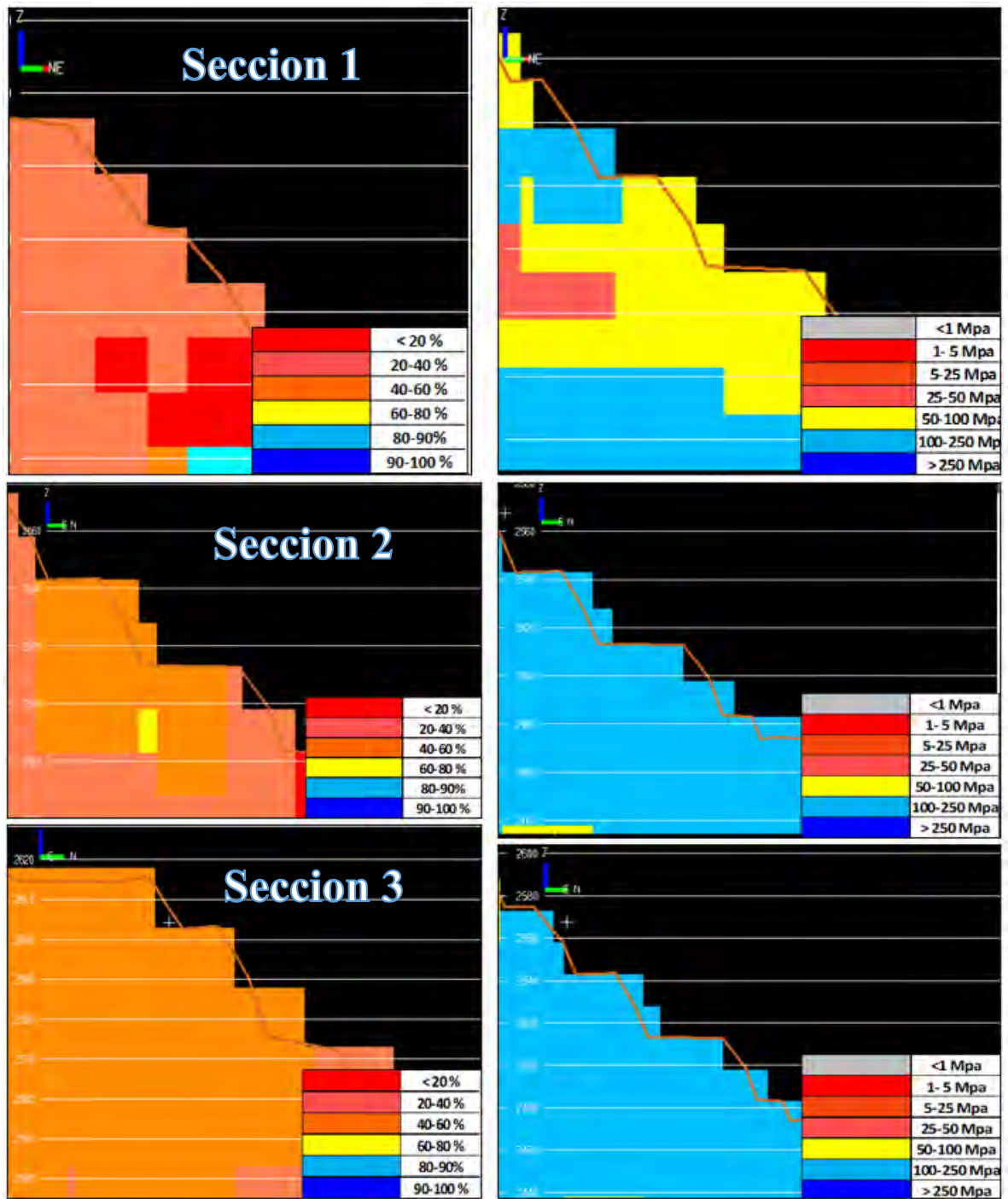


Figura 5.11 Sección de análisis 1,2 y 3 - RQD (derecha), Sección de análisis 1, 2 y 3 - Resistencia en UCS (izquierda).

La sección 1 correspondiente al subsector 1 muestra una calidad de macizo rocoso de alto a moderado fracturamiento en el rango de 20-40% de RQD y una resistencia de 50-100 MPa que es consistente para dicho grado de fracturamiento.

Las secciones 2 y 3, que corresponden a los subsectores 2 y 3 respectivamente, evidencian una calidad de macizo rocoso moderadamente fracturado con un RQD de 40-60% y una resistencia de 100-250 MPa en las que aplica mejor un análisis probabilístico de caída de rocas debido a que presentan mejores condiciones para formación de bloques de roca definidos, en comparación al subsector 1 de mayor grado de fracturamiento. El subsector 1, a pesar del grado de fracturamiento alto a moderado, se ha incluido para el análisis probabilístico debido a los eventos de caída de roca que ha presentado.

El RQD y la resistencia son indicadores importantes para identificar bloques de roca definidos con potencial deslizamiento y en los que se pueda aplicar un análisis probabilístico y análisis cinemático.

6 LEVANTAMIENTO DE ESTRUCTURAS CON EL USO DE DRON

Se realiza el levantamiento de estructuras para los sectores de análisis 1 y 2 correspondiente a las fases operativas 1 y 2 respectivamente. Para ello, se realiza el siguiente procedimiento: se utiliza un dron para tomar fotos de los sectores de análisis y estas fotos se procesan para obtener un modelo fotogramétrico 3D. Con el modelo de fotos 3D, se puede empezar a levantar las estructuras presentes en cada sector de análisis. Esta información estructural es procesada en el software **DIPS** v6 para obtener las familias estructurales y luego ser validada en el software estadístico Minitab.

6.1 Definición de ruta de vuelo para el dron

Para poder realizar el levantamiento estructural, se requiere el modelo fotogramétrico 3D, para lo cual, primero se utiliza el dron para la toma de fotos de los sectores de análisis 1 y 2.

Para planificar las rutas de vuelo, se utiliza el aplicativo DJ Pilot con la opción “mapping” para los sectores de análisis 1 y 2.

El sector de análisis 1, ubicado en la fase operativa 1, requiere el levantamiento estructural en 5 bancos (cada banco de 30m). Se planifica 2 rutas de vuelo en este sector: 1 vuelo para 3 bancos y el otro vuelo para los 2 bancos restantes. Se realiza esta división en el sector pues si se hiciera un único vuelo para los 5 bancos, debido a la altura de vuelo superior a 5 bancos (superior a 150m), la resolución no sería adecuada para la identificación de estructuras.



Figura 6.1 Planes de vuelo 1 y 2 - Sector de análisis 1

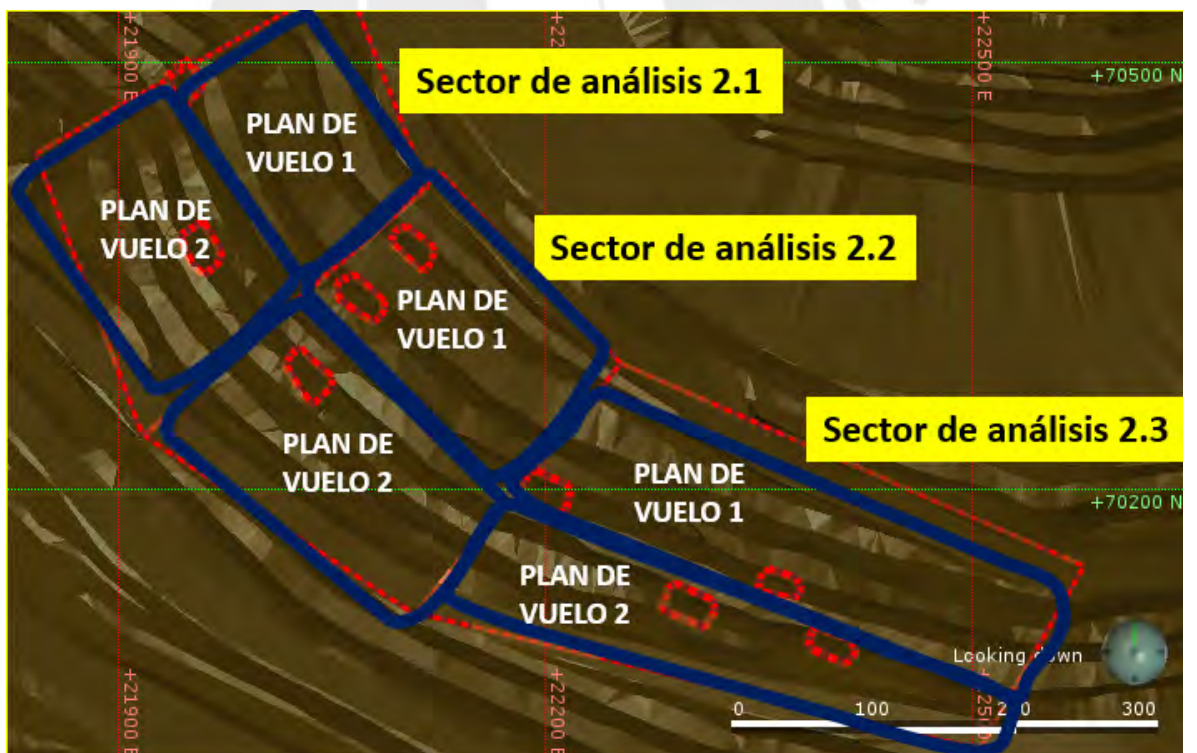


Figura 6.2 Planes de vuelos 1 y 2- Sector de análisis 2.1 – 2.2 - 2.3.

De acuerdo a los mostrados en las imágenes, se indican los planes de vuelo para cada sector de análisis. Se muestra que en el sector de análisis 1 se realizan 2 planes de vuelo y en los

subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 también se realizan 2 planes de vuelo, cada plan de vuelo se realiza sobre 3 bancos, debido al mismo criterio explicado para el sector 1, para mantener una resolución adecuada de fotos (menor a 5 cm/pixel) que permita identificar estructuras.

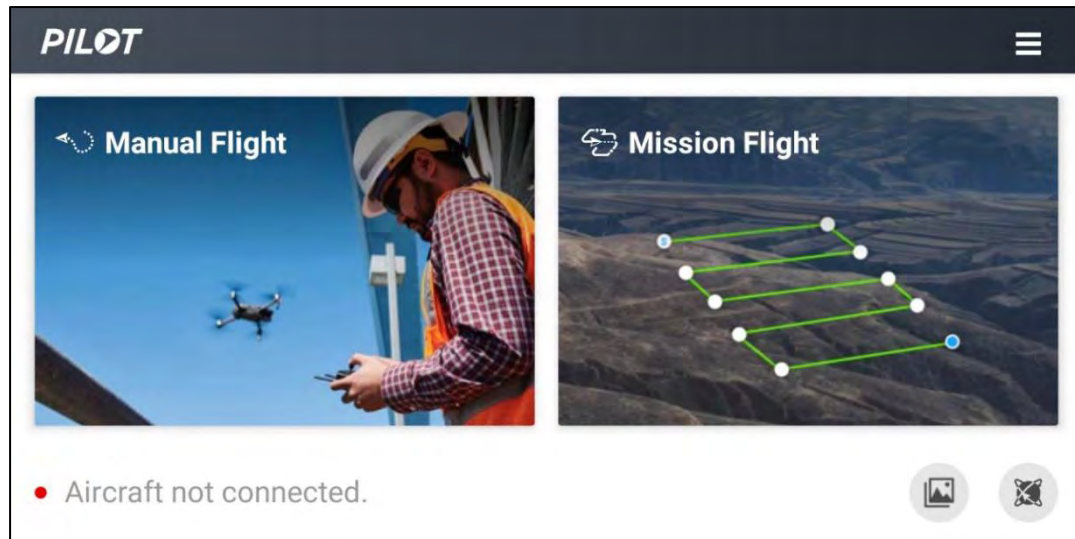


Figura 6.3 Misión de vuelo – DJ Pilot.

A continuación, se muestra la configuración en el DJ Pilot para planificar la ruta de vuelo 1 en el sector de análisis 1.

Se selecciona la opción Misión de vuelo (mission flight) para poder definir un plan de vuelo el aplicativo DJ Pilot.

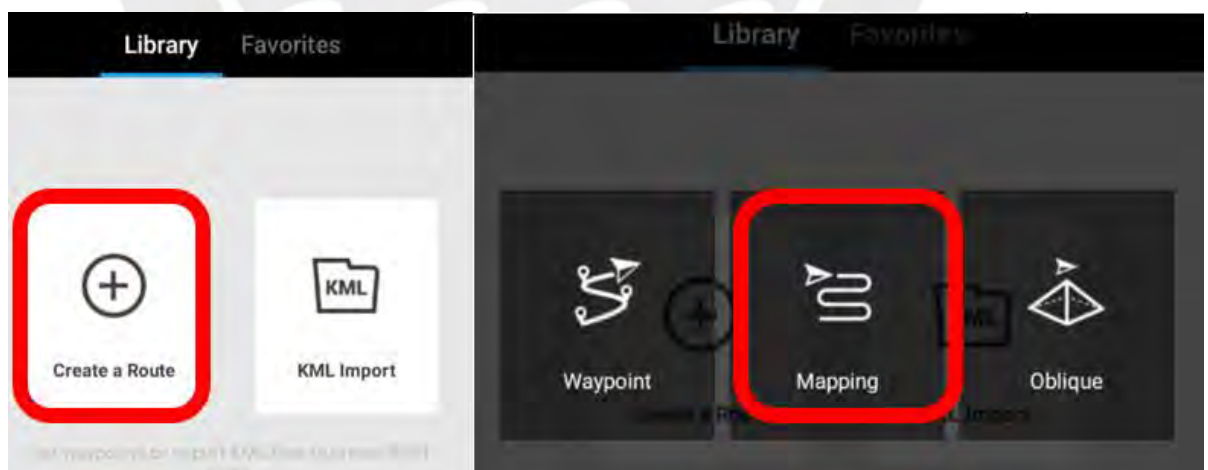


Figura 6.4 Mapeo – DJ Pilot.

Lo siguiente es escoger la opción nueva ruta (create route) para el plan de vuelo y mapeo (mapping) para definir los demás parámetros en el aplicativo.

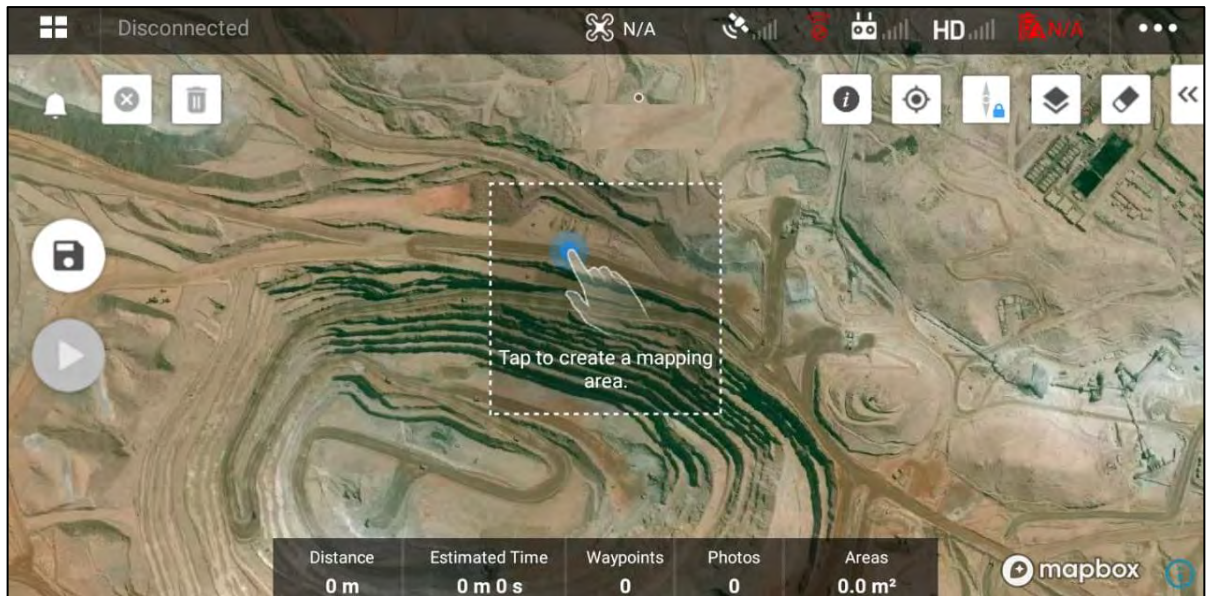


Figura 6.5 Ubicación en la posición actual del usuario– DJ Pilot.

El aplicativo, por defecto muestra la ubicación actual donde se encuentra el usuario; por ello, se debe dirigir hacia la ubicación del sector de análisis 1 donde se ha de realizar el mapeo estructural.

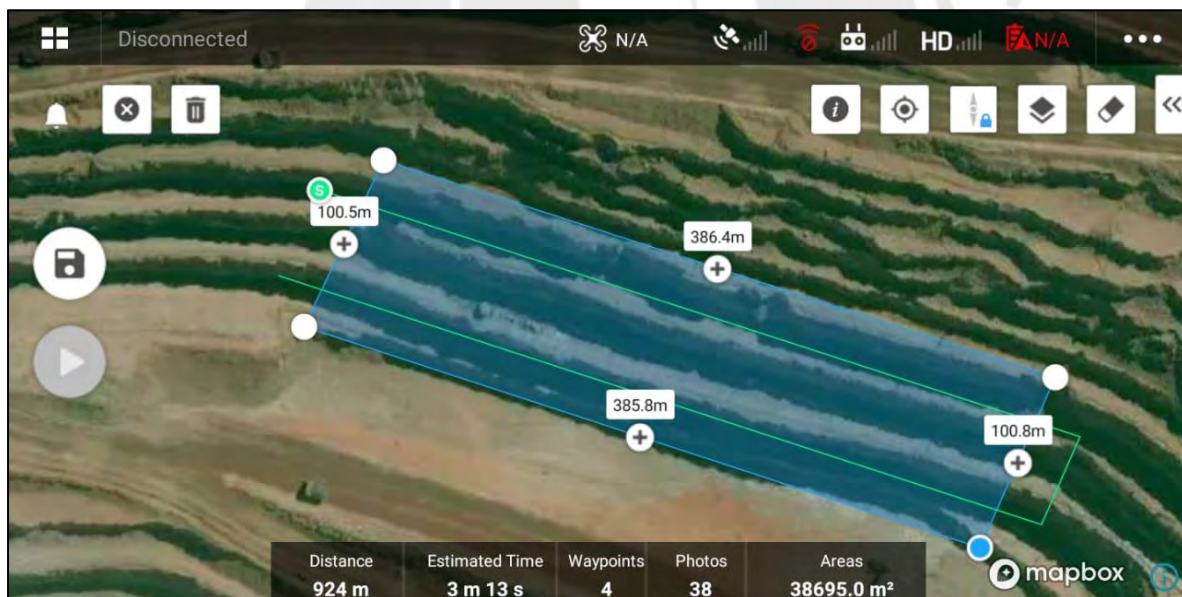


Figura 6.6 Delimitación del área para el plan vuelo 1- Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

Se ubica geográficamente el sector de análisis en el aplicativo y se delimita un polígono donde se planificará la ruta de vuelo 1.



Figura 6.7 Opción de cámara – Sector de análisis 1 – Dj Pilot.

Se escoge el tipo de cámara a usar, de acuerdo al tipo de dron que se dispone para el plan de vuelo. En este caso, se utiliza el modelo de dron Phantom 4 Pro.

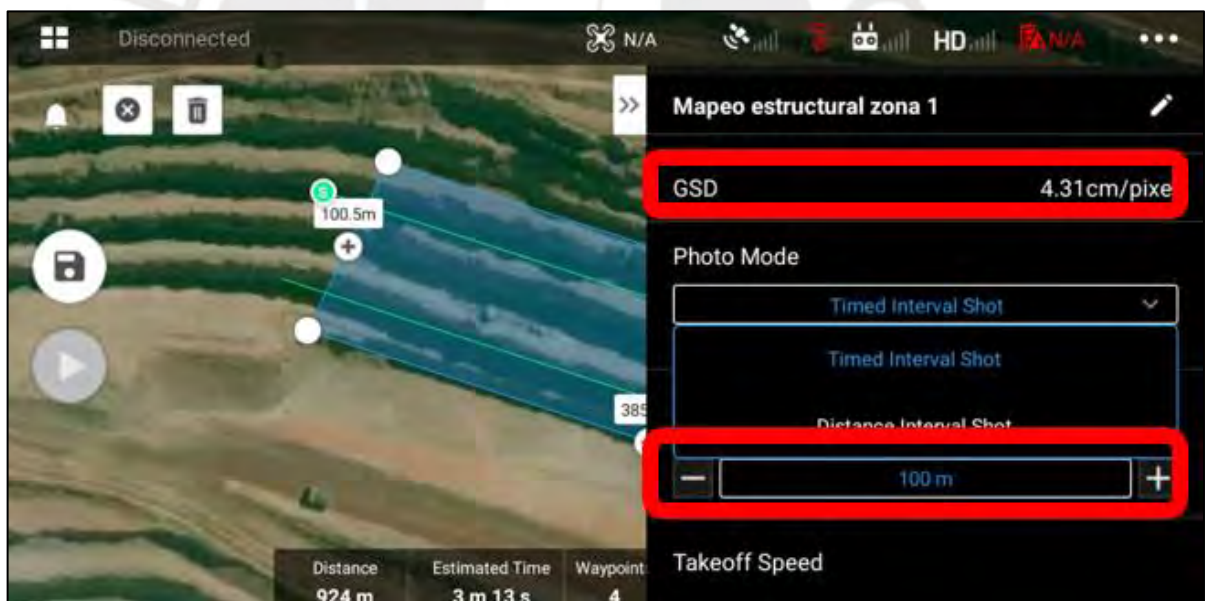


Figura 6.8 Modo de fotos- altura de vuelo y resolución - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

Se escoge el modo de toma de fotos; en este caso, cada cierto intervalo de tiempo se toma una foto en movimiento. También, se define la altura de vuelo, la cual es muy importante pues define la resolución (GSD) que posteriormente permita identificar estructuras en el modelo 3D de fotos. Es recomendable mantener un GSD menor a 5 cm/pixel para dicho

propósito y para ello en el sector de análisis 1 se ha delimitado el plan de vuelo en solo 3 bancos (90m), pero el dron volará 10m por encima; es decir, el dron vuela a una altura de 100m. Es importante notar que el dron en todo momento vuela por encima de los 3 bancos a una misma altura de 100m de acuerdo a lo definido en este plan de vuelo 1.



Figura 6.9 Velocidad de despegue y de vuelo - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

La velocidad de despegue del dron generalmente es superior a la velocidad constante con la que se toma las fotos. Se recomienda una velocidad despegue de 10 m/s con la que se supere la resistencia del aire. Con respecto a la velocidad constante, es recomendable que esté en el rango de 5 a 8 m/s. Se puede definir 5 m/s para una condición ligeramente nublada del cielo y la velocidad de 8 m/s en caso el cielo este despejado o soleado con una baja velocidad del viento; es decir, la velocidad del dron depende las condiciones meteorológicas del día en que se realiza el plan de vuelo. La ruta de vuelo no es planificada necesariamente en el mismo día o momento del vuelo entonces no se conoce aún la condición meteorológica y para ello es recomendable una aplicación como el Windy que permita tener un pronóstico probable de la velocidad del viento y si la condición será nublado o soleado para definir la velocidad de vuelo del dron. Para este caso, del plan de vuelo 1, para el sector de análisis 1, se opta por una velocidad de 5m/s debido a la condición generalmente nublado del cielo y la hora del vuelo es antes del mediodía.



Figura 6.10 Opción return to home - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

Se configura el plan de vuelo 1 de tal modo que el dron regrese al punto partida (Return to home), de donde ha despegado; sin embargo, cabe mencionar que sería conveniente pasar a modo manual en el regreso en el caso se presente alguna condición física con la que el dron se pueda chocar. Por ejemplo, la presencia de un ave, postes o alambrado eléctrico, etc.

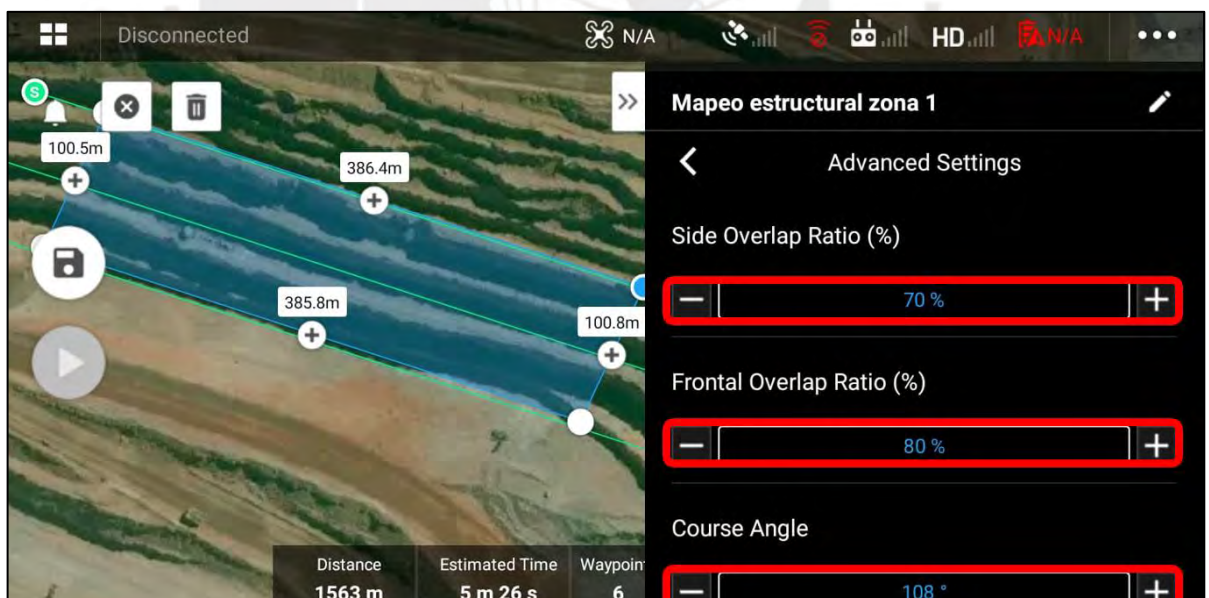


Figura 6.11 Traslape y ángulo de toma de fotos - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

Se suele dejar por defecto el traslape de fotos en 70 y 80% para el slide overlap y frontal overlap respectivamente, pues es lo recomendable para no dejar vacíos entre fotos. El ángulo

con el cual la cámara apuntará y la línea de ruta será definida principalmente por el course angle para el caso del plan de vuelo 1.

Finalmente, se muestra el plan de vuelo 1 correspondiente al sector de análisis 1.



Figura 6.12 Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot

Se define la ruta de vuelo 1 para el sector de análisis 1 y se debe verificar que el tiempo estimado de vuelo no supere la duración de las baterías; es decir, los 5 min y 26 s programado sea menor que los 20 min duración de las baterías. Incluso por precaución, el tiempo de vuelo se puede considerar que sea menor a 16 min.

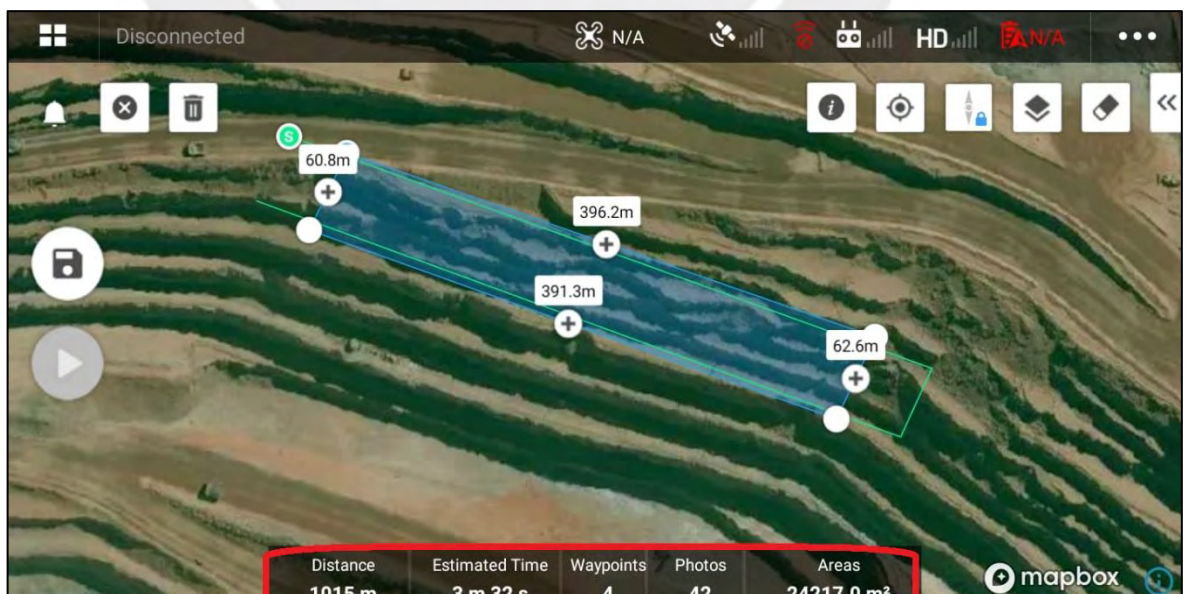


Figura 6.13 Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot.

Se considera el mismo procedimiento para el plan de vuelo 2 del sector de análisis 1, pero con la diferencia que a altura de vuelo será 70 m (10 m por encima de los 2 bancos) y con ello la resolución (GSD) mejora también. Adicionalmente, se verifica que el tiempo de vuelo es 3 min y 32s inferior al tiempo máximo recomendado de 16 min.

Se aplica el mismo procedimiento para las rutas de vuelos 1 y 2 de los subsectores 2.1, 2.2 y 2.3. Estas rutas de vuelos se programan a una misma altura de 100m pues el dron debe ubicarse 10m por encima de los 3 bancos (90m) de cada área de los planes de vuelo. EL detalle de las imágenes del sector de análisis 2, se puede revisar en el anexo 3 de planes de vuelo con dron en los sectores de análisis.

Se verifica los tiempos de vuelo para los planes de vuelo 1 y 2 correspondiente al sector de análisis 2.1 son 1min 38s y 1min 34 s respectivamente y estos tiempos no exceden el tiempo de duración de baterías recomendables de 16 min.

Se comprueba que los tiempos de vuelo para los planes de vuelo 1 y 2 del sector de análisis 2.2 son 1min 32s y 1min 30s respectivamente y estos tiempos no exceden el tiempo de duración máximo recomendable de 16 min.

Correspondiente del sector de análisis 2.23, se comprueba que los tiempos de vuelo para los planes de vuelo 1 y 2 son 2min 5s y 2min 11s respectivamente y estos tiempos no exceden el tiempo de duración máximo recomendable de 16 min.

6.2 Modelo fotogramétrico 3D

Se procede con el procesamiento de fotos, para lo cual son necesarios puntos de control delimitados en campo (se debe conocer sus coordenadas). Estos puntos de control deben ser identificables en las fotos tomadas por el dron y así georreferenciar dichos puntos en el software de procesamiento de fotos. Con los puntos de control georreferenciados, se procede a generar la nube de puntos para todas las fotos. De esta manera, se obtiene el modelo 3D de fotos con sus coordenadas. Así mismo, con la nube de puntos se puede generar triangulaciones para obtener una superficie y con esta poder delimitar las estructuras para los sectores de análisis 1 y 2.

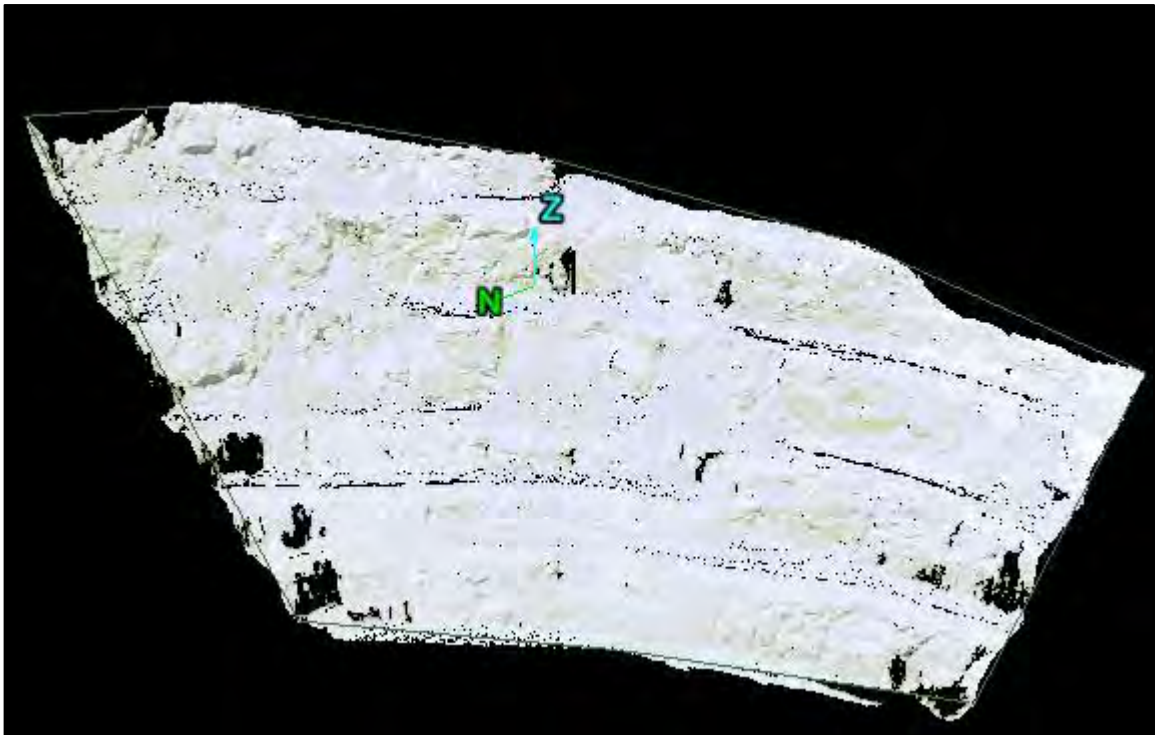


Figura 6.14 Nube de puntos - Sector de análisis 1

A continuación, se muestra las nubes de puntos y superficies generadas para los sectores de análisis 1 y 2.

En la imagen, se muestra la nube de puntos del sector de análisis 1 encerrada por un polígono que permite delimitar de manera más específica la zona donde se realiza el posterior análisis cinemático y análisis probabilístico de caída de bloques de roca.

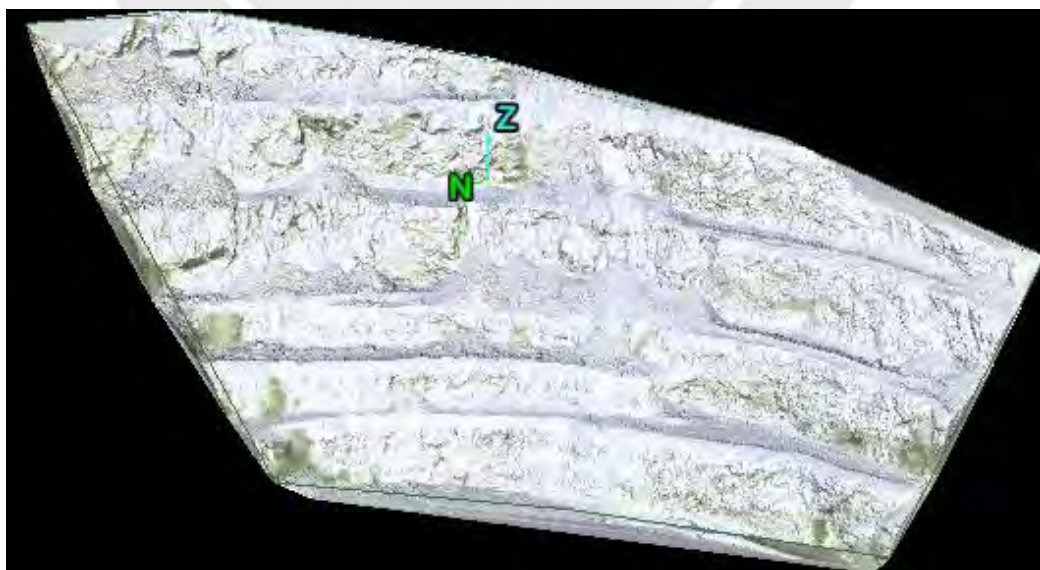


Figura 6.15 Superficie generada - Sector de análisis 1.

Se muestra la superficie triangulada a partir de la nube de puntos del sector de análisis

Así mismo, a continuación, se también se muestran la nube de puntos y superficie generada del sector de análisis 2.



Figura 6.16 Nube de puntos - Sector de análisis 2.

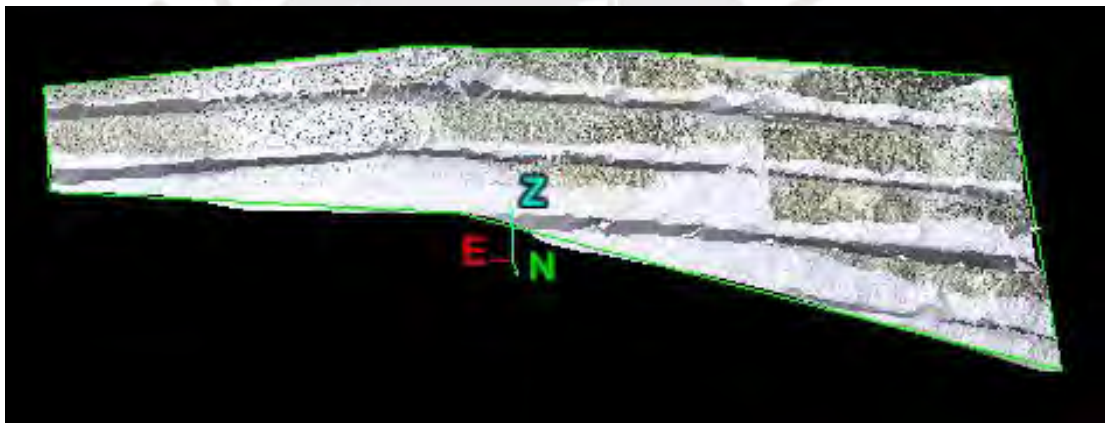


Figura 6.17 Superficie generada - Sector de análisis 2..

6.3 Levantamiento de información estructural

Las superficies generadas anteriormente permiten delimitar las estructuras o discontinuidades en los sectores de análisis.

El procedimiento consiste en identificar visualmente las discontinuidades y representarlos como un plano alabeado, el cual puede presentar variabilidad y así aproximarse a la discontinuidad real.

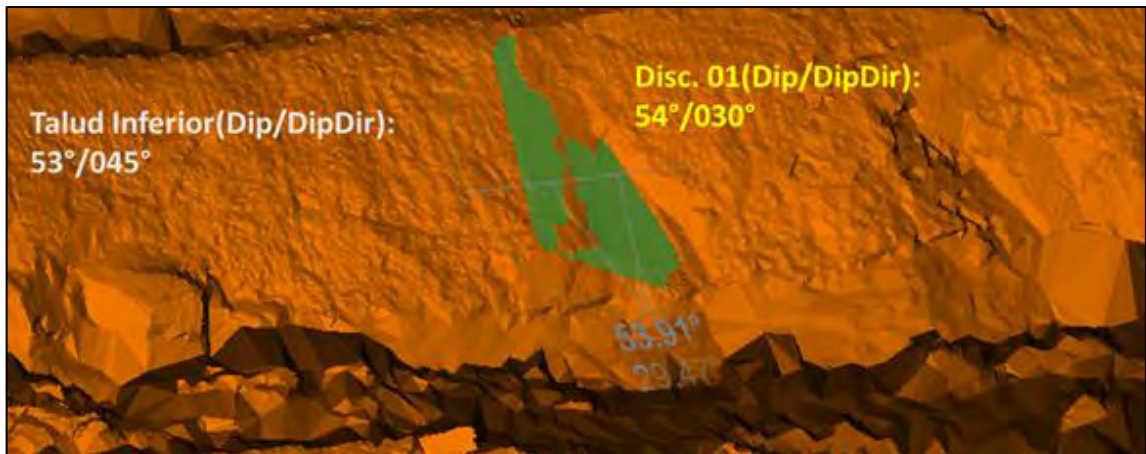


Figura 6.18 Estructura persistente– Sector de Análisis 1.

En la imagen, se muestra cómo se representa mediante un plano alabeado una discontinuidad persistente ubicada en el sector de análisis 1.

Se muestra una celda de mapeo estructural definida para el sector de análisis 1, el cual presenta todas las discontinuidades delimitadas para dicha celda.

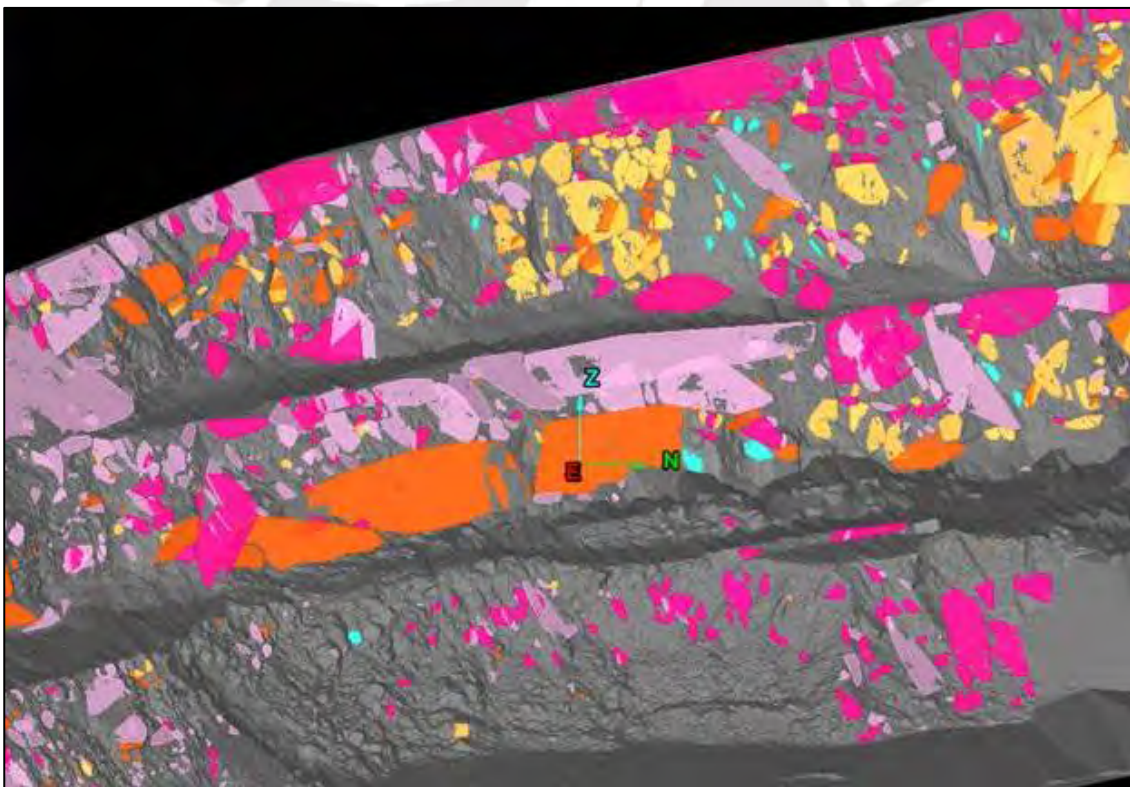


Figura 6.19 Celda de mapeo estructural– Sector de Análisis 1

La información estructural obtenida a partir de dicho procedimiento es la siguiente:

BUZAMIENTO (°)	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (°)	FAMILIA	X	Y	Z	PERSISTENCIA (m)
79	338	1	22815.266	70761.279	2253.063	5.998

Tabla 6.1 Tabla de datos obtenidos a través del mapeo estructural con dron

De la tabla, se puede notar que se recupera la información de buzamiento, dirección de buzamiento coordenadas y persistencia aparente de las discontinuidades.

Se proyectan dichos datos en el software Leapfrog, el cual permite visualizar los datos como planos (discos) en 3D para el sector de análisis 1.



Figura 6.20 Data estructural – Sector de Análisis 1

Se aplica el mismo procedimiento para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

Se muestra la data estructural del sector de análisis 2 en el software Leapfrog para una mejor visualización en 3D de dichos datos.

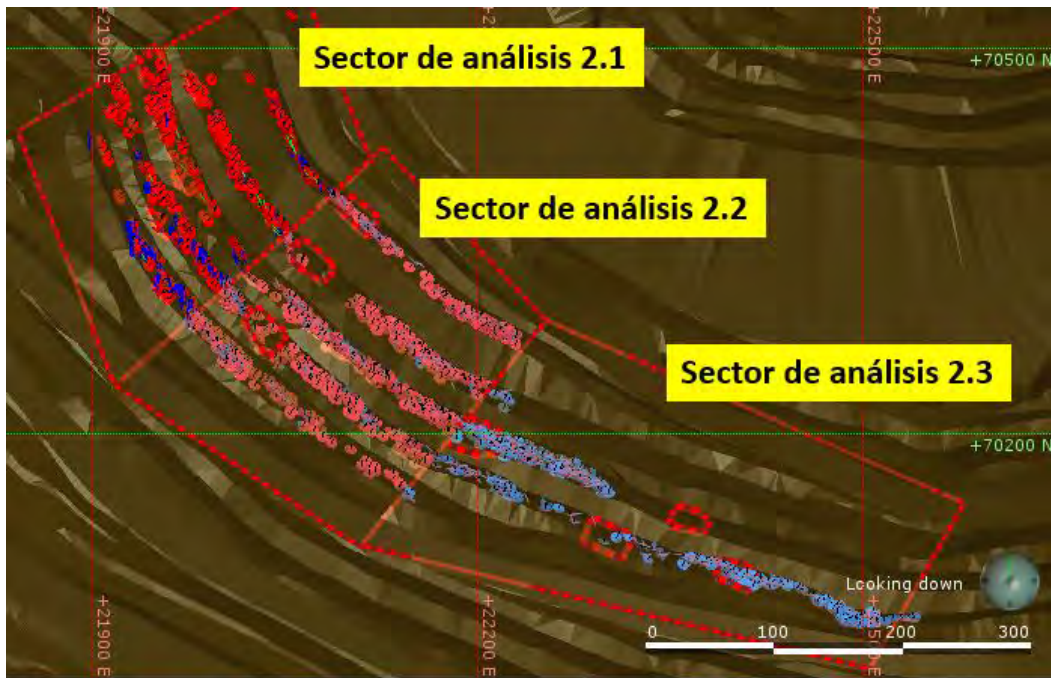


Figura 6.21 Data estructural – Sector de Análisis 2

En la data estructural, existen diferentes familias de estructuras en los sectores de análisis. Para poder definir las familias estructurales presentes en los sectores de análisis, solo es necesario aprovechar los datos de buzamiento y dirección de buzamiento mostrados en la tabla de datos obtenidos a través del mapeo estructural con dron mostrado líneas arriba.

6.3.1 Obtención de familias estructurales para el sector de análisis de fase 1

Se proyectan, en el software DIPS, los datos de buzamiento y dirección de buzamiento correspondientes al sector de análisis 1 que está ubicado en la fase operativa 1 el tajó.

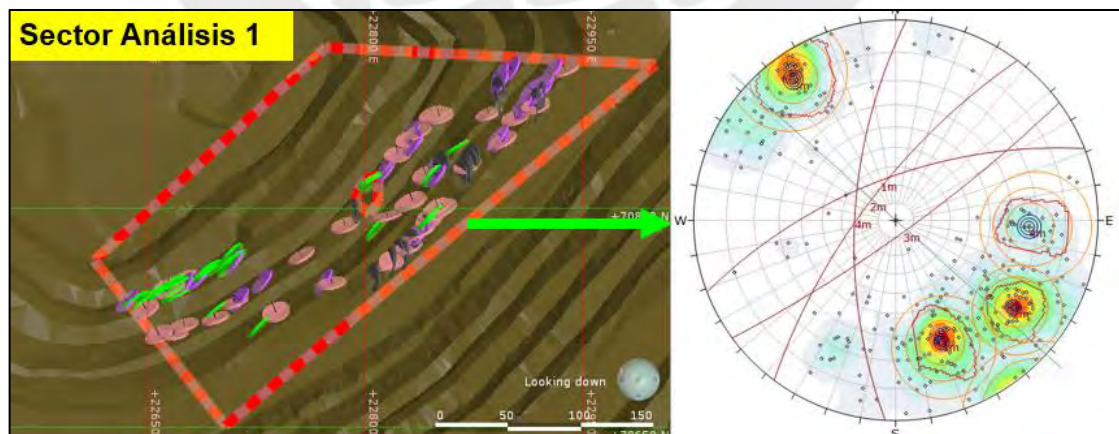


Figura 6.22 Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1

De acuerdo a la imagen mostrada, se observa 4 familias estructurales para el sector de análisis 1. Se puede evidenciar que existen varios polos (datos de estructuras) que no corresponden a ninguna de las familias estructurales definidas. Asimismo, se puede notar varios polos que están cerca a los sets definidos en el software pero que no son incluidos en dichos sets como se muestra en la siguiente imagen:

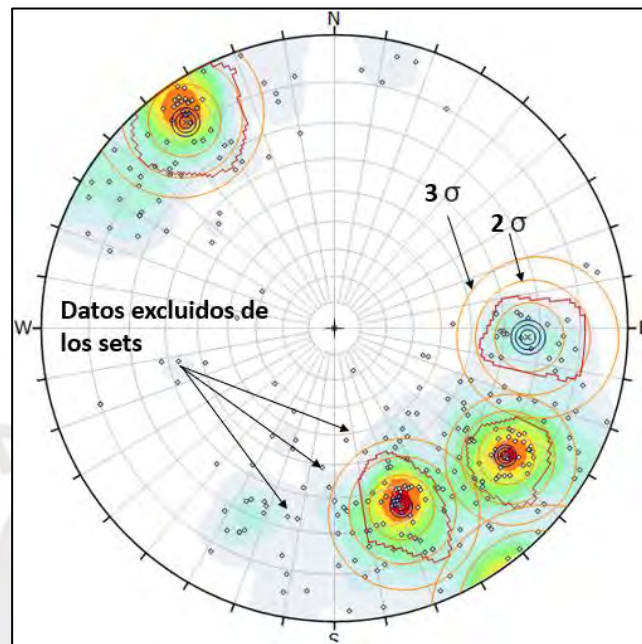


Figura 6.23 Variabilidad de datos – Sector de Análisis 1

Se muestra en la imagen que los datos cercanos a los sets definidos han sido excluidos bajo el criterio de que estén fuera de 3 desviaciones estándar para cada familia. Las desviaciones estándar son representadas como circunferencias en el software y se ha definido el criterio de 3 desviaciones estándar debido a que con ello se representa casi la totalidad de datos.

Los valores medios o promedios de buzamiento y dirección de buzamiento determinados para cada familia estructural han sido calculados bajo una distribución normal estándar de los datos. Sin embargo, se realiza la validación de esta información estructural (buzamiento y dirección de buzamiento) de acuerdo a una distribución lognormal como se mostrará más adelante.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		66	339	
2m		72	307	
3m		82	144	
4m		67	273	

Figura 6.24 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Sector de Análisis 1

Adicionalmente, se ha confirmado que para todo el sector de análisis 1 se tiene el mismo dominio estructural, lo cual no es el caso del sector de análisis 2; por ello, este sector fue dividido en 3 subsectores como se muestra a continuación.

6.3.2 Obtención de familias estructurales para el sector de análisis de fase 2

En el sector de análisis 2, se han definido 3 tipos de estereogramas diferentes que corresponden a los 3 subsectores 2.1, 2.2 y 2.3. Estos 3 tipos de comportamiento estructural, al igual que la data estructural del sector de análisis 1, son validados para poder utilizarlo en el posterior análisis cinemático y análisis probabilístico de caída de bloques de roca.

Se proyectan los estereogramas (con los datos de buzamiento y dirección de buzamiento) correspondientes los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 que están ubicados en la fase operativa 2 del tajo.

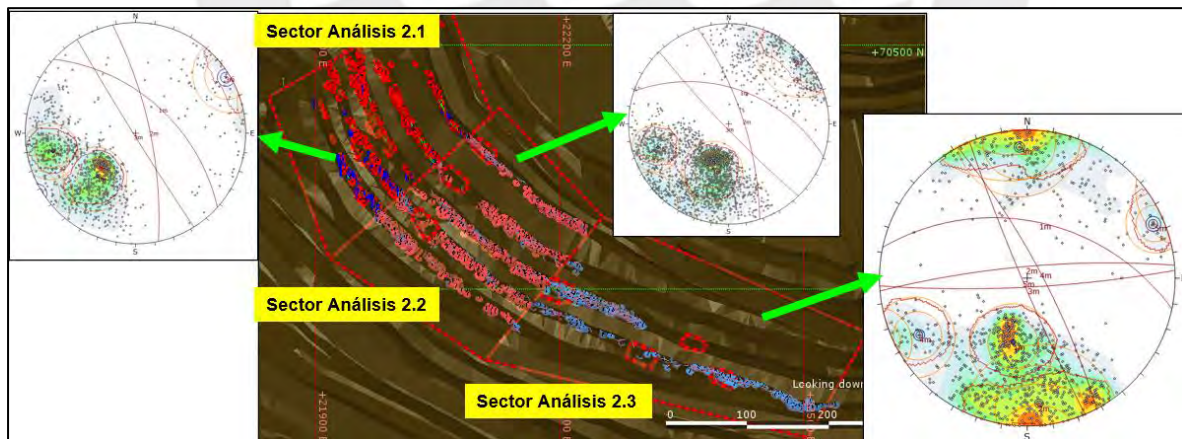


Figura 6.25 Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1

En el gráfico, se puede notar que los estereogramas de los subsectores de análisis 2.1 y 2.2 son similares, pero se ha considerado diferenciarlos con la finalidad de comparar resultados en los posteriores análisis cinemático y análisis probabilístico de caída de bloques de roca bajo

condiciones de data estructural similar. Por otro lado, el estereograma del subsector de análisis 2.3 si presenta una diferencia más clara con respecto a los demás subsectores.

Se considera el mismo criterio de 3 desviaciones estándar para poder excluir los datos que no corresponden a cada familia de discontinuidades. También, los valores medios o promedios de buzamiento y dirección de buzamiento han sido determinados para cada familia estructural bajo una distribución normal estándar de los datos. Sin embargo, más adelante se considera la validación con una distribución lognormal para estos datos de buzamiento y dirección de buzamiento.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m	■	55	42	
2m	■	75	78	
3m	■	88	238	

Figura 6.26 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.1

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m	■	51	19	
2m	■	73	72	
3m	■	85	226	

Figura 6.27 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.2

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m	■	48	12	
2m	■	81	355	
3m	■	83	177	
4m	■	79	62	
5m	■	86	247	

Figura 6.28 Familias estructurales – valores promedio con distribución normal estándar – Subsector de Análisis 2.3

Lo siguiente es realizar la validación estadística de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento de cada familia estructural de cada sector de análisis, lo que de acuerdo con bibliografías y trabajos similares se espera que sigan una distribución lognormal.

6.4 Validación de data estructural del sector de análisis de fase 1

Los valores medios o promedios de buzamiento y dirección de buzamiento mostrados anteriormente para cada familia estructural del sector de análisis 1 ha sido determinado bajo una distribución normal estándar de los datos en el software DIPS. Esta validación consiste en mostrar que los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se puede ajustar mejor a una distribución lognormal, para lo cual se utiliza el software estadístico Minitab.

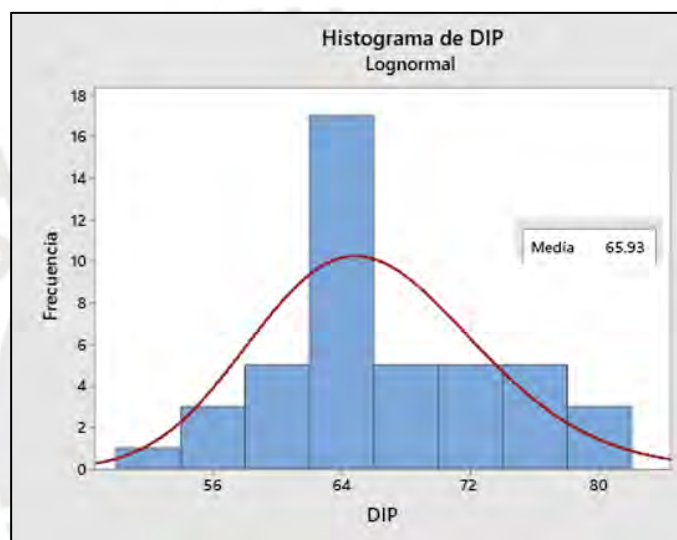


Figura 6.29 Distribución lognormal de buzamiento de familia 1 – Sector de análisis 1

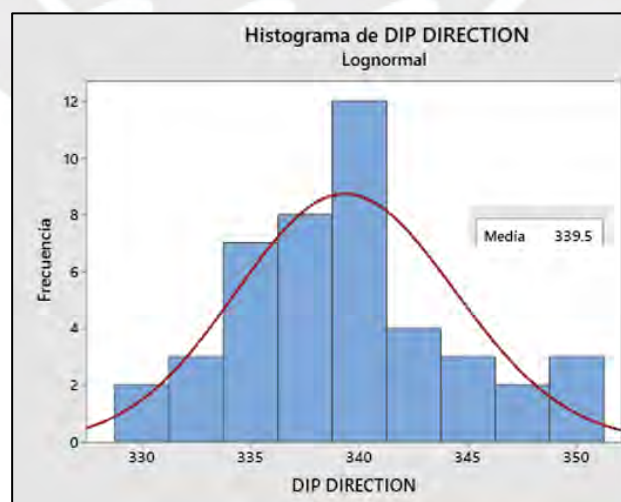


Figura 6.30 Distribución lognormal de dirección de buzamiento de familia 1 – Sector de análisis 1

Para los datos de buzamiento y direction, se muestra la distribución lognormal con sus valores medios para la familia 1 del sector de análisis 1, los cuales difieren en decimales con respecto los valores medios de la distribución normal estándar. A pesar de que la diferencia no es significativa, es importante notar que sí se presenta una distribución lognormal para propósito de validación de la data estructural delimitada mediante la metodología presentada con el uso de dron, pues se debe confirmar que el procedimiento permite obtener valores adecuados.

La persistencia y espaciamento se espera que presente una distribución exponencial negativa para cada familia del sector de análisis 1.

A modo de ejemplo de lo mencionado, se muestra la distribución exponencial negativa para para la persistencia y espaciamento de las familias 1 del sector de análisis 1.

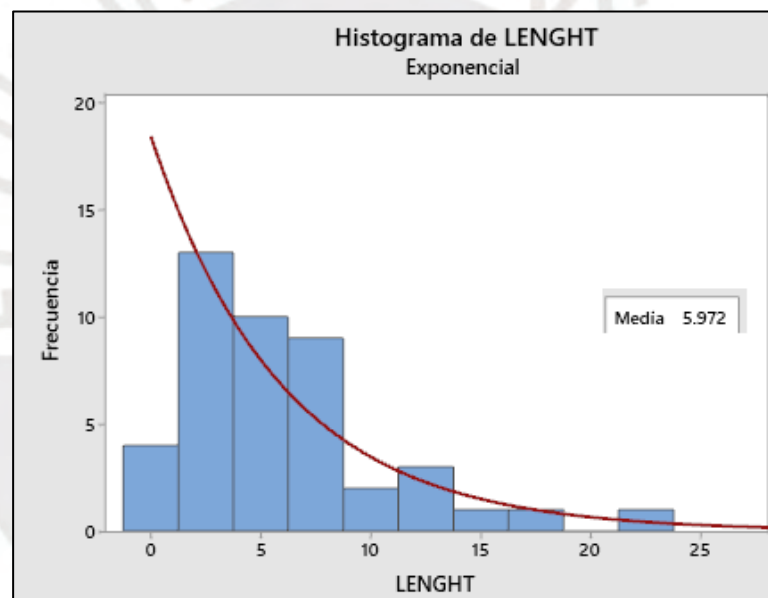


Figura 6.31 Distribución exponencial negativa de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 1

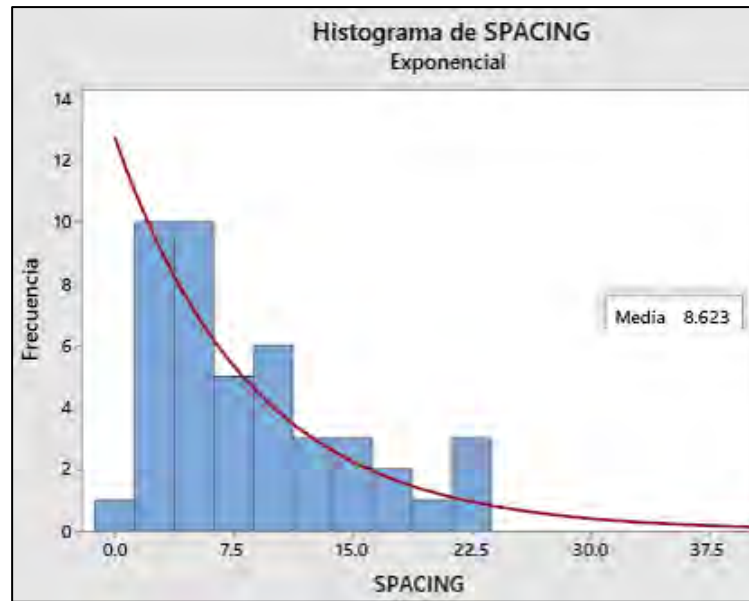


Figura 6.32 Distribución exponencial negativa de espaciamiento de familia 1 – Sector de análisis 1

6.5 Validación de data estructural del sector de análisis de fase 2

Se realiza el mismo procedimiento que se realizó para el sector de análisis 1 y también se presenta una distribución lognormal del buzamiento y dirección de buzamiento para cada familia estructural de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

El detalle de los gráficos de validación, con las distribuciones lognormales de las familias estructurales 1 de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 se puede revisar en el Anexo 6 validación de la información estructural en los sectores de análisis.

La persistencia y espaciamiento se espera que presente una distribución exponencial negativa para cada familia de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3. A modo de ejemplo de lo mencionado, se verifica las distribuciones exponenciales negativas para la persistencia y espaciamiento de las familias 1 de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

Con la información estructural validada y sus estadísticas en base a la distribución lognormal (para buzamiento y dirección de buzamiento) y exponencial negativa (para persistencia y espaciamiento), se puede continuar con los análisis cinemático y análisis probabilístico para cada sector de análisis 1 y 2.

7 ANÁLISIS CINEMÁTICO EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS

7.1 Generación de secciones en sectores de análisis

Se definen las secciones para los sectores de análisis 1 y 2 correspondientes a las fases operativas 1 y 2 respectivamente. Se realiza el análisis cinemático en cada banco que se observa en cada sección de análisis.

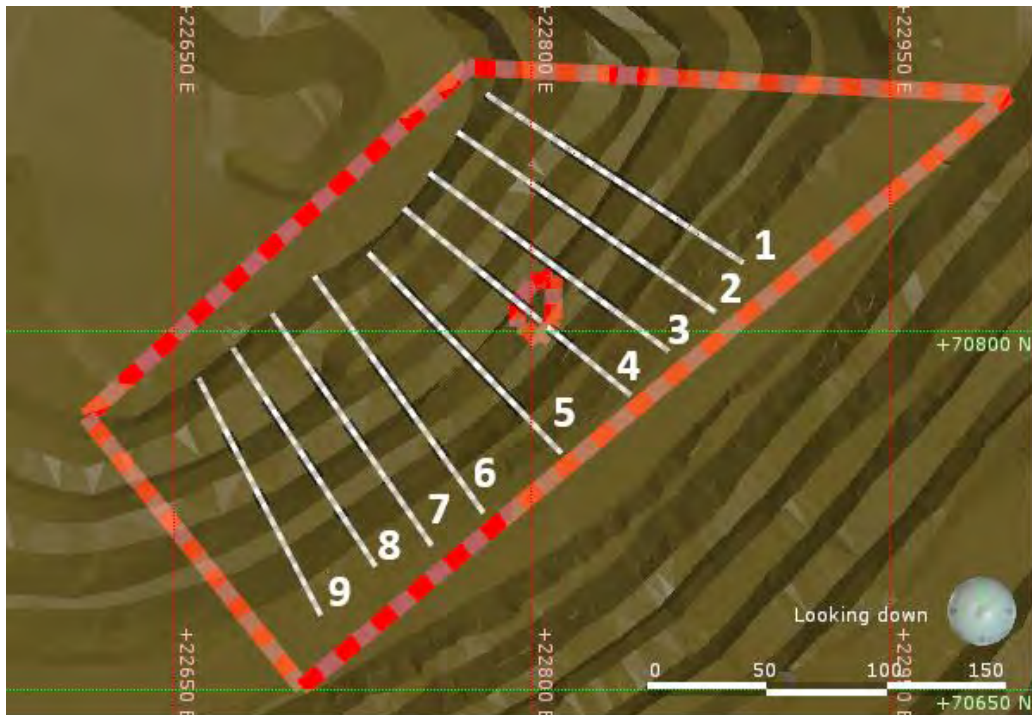


Figura 7.1 Secciones- Sector de análisis 1

Para el sector de análisis 1, se definen 9 secciones que permiten representar casi la totalidad de las variantes en buzamiento y dirección de buzamiento de los bancos en cada una de ellas. Con ello, se buscan resultados que puedan ser comparables en todo el sector. El detalle gráfico de cada sección de análisis se puede revisar en el anexo 2 secciones de análisis.

Así mismo, se definen las secciones de los subsectores 2.1, 2.2 y 2.3 correspondientes al sector de análisis 2.

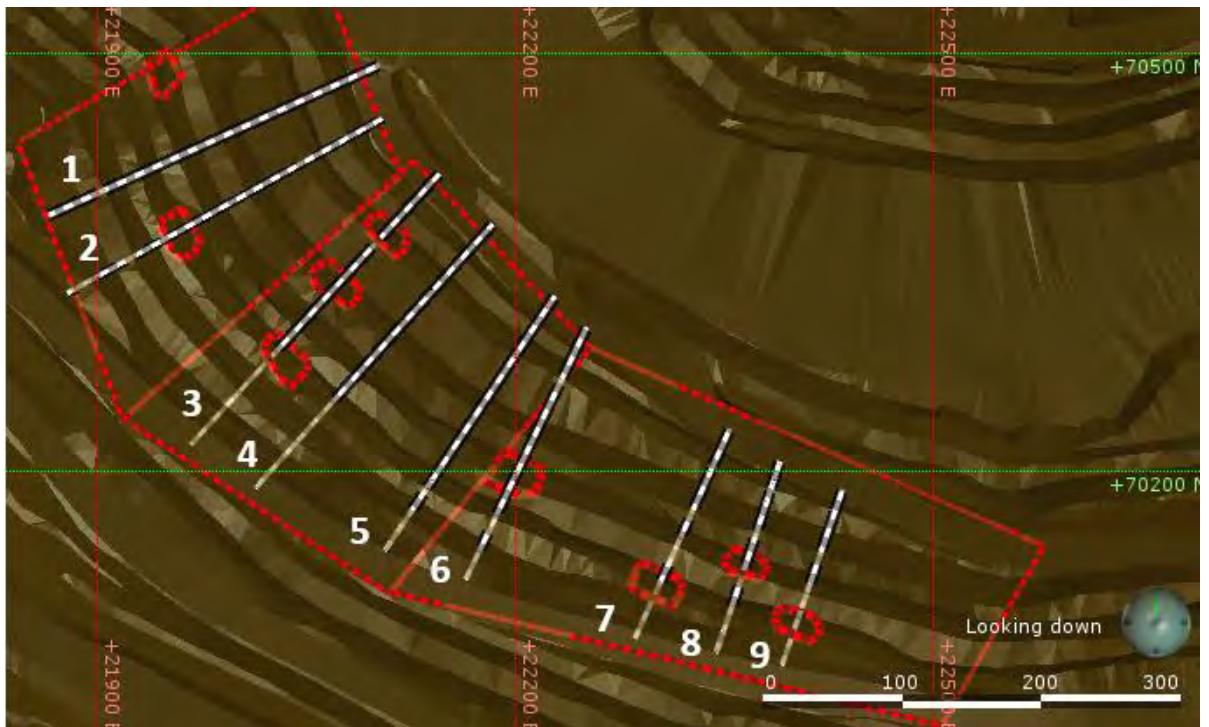


Figura 7.2 Secciones- Sector de análisis 2

Para el sector de análisis 2, se definen 9 secciones que representen casi las variantes de la geometría de los bancos de dicho sector. Así mismo, en cada banco de cada sección se aplica el análisis cinemático y análisis probabilístico de caída de bloques de roca.

7.2 Determinación de probabilidad de ocurrencia de falla para sector de análisis de fase 1

A partir del análisis cinemático se pueden obtener resultados de probabilidad de ocurrencia de falla; por otro lado, el análisis probabilístico se puede obtener resultados de probabilidad de falla.

El análisis cinemático requiere como datos de entrada buzamiento, dirección de buzamiento y ángulo de fricción (ϕ) de las estructuras presentes en el sector de análisis 1. El buzamiento y dirección de buzamiento se obtiene a partir del levantamiento estructural con el uso de dron y el valor de ϕ se obtiene a partir de los resultados de ensayo de corte directo en dicho sector. También, se requiere el buzamiento y dirección de buzamiento de cada banco de cada sección del sector de análisis. Se considera que las estructuras presentes en todo el sector están presentes en cada banco de cada sección para efectos de aplicación del análisis cinemático.

El análisis cinemático es realizado en el software DIPS y se obtienen los siguientes resultados:

7.2.1 Análisis cinemático para falla planar

El mecanismo de falla debido a una estructura planar puede ocurrir con la condición de una dirección de buzamiento de estructuras casi paralelo a la dirección de buzamiento de los bancos del sector de análisis 1. Se considera que dicha diferencia de ángulos puede estar en el rango de hasta 15° o 20° para que genere la condición de un posible desplazamiento planar. Así mismo, las estructuras planares deben presentar un buzamiento menor que el buzamiento de los bancos del sector de análisis 1 para que se genere una condición de un bloque en potencial deslizamiento. Por último, el bloque podría desplazarse de acuerdo a las propiedades de ángulo de fricción (ϕ) a considerar.

Se obtienen los siguientes resultados de probabilidad de ocurrencia de falla planar para el sector de análisis 1:

SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	PLANAR (%)
1	2183	2213	75	303	14.8
	2213	2243	70	303	9.2
	2243	2273	51	303	1.4
2	2183	2213	79	305	19.8
	2213	2243	70	305	9.9
	2243	2273	48	305	1.1
3	2183	2213	74	306	14.5
	2213	2243	65	306	7
	2243	2273	44	306	0.7
4	2183	2213	78	310	18
	2213	2243	65	310	6
	2243	2273	51	310	1.4
5	2123	2153	73	316	13.7
	2153	2183	88	316	22.6
	2183	2213	88	316	22.6
	2213	2243	71	316	12
	2243	2273	57	316	15.5
6	2183	2213	75	324	17.6
	2213	2243	73	324	16.2
	2243	2273	38	324	0.3
7	2123	2153	63	325	8.4
	2153	2183	66	325	11.3
	2183	2213	70	325	13.7
	2213	2243	64	325	9.5
	2243	2273	32	325	0
8	2123	2153	75	327	19
	2153	2183	69	327	14.4

SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	PLANAR (%)
	2183	2213	71	327	15.9
	2213	2243	63	327	8.4
9	2123	2153	70	333	15.5
	2153	2183	69	333	14.4
	2183	2213	65	333	11.6
	2213	2243	59	333	4.9

Tabla 7.1 Probabilidad de ocurrencia de falla planar- Sector de análisis 1

7.2.2 Análisis cinemático para falla en cuña

El mecanismo de falla por cuña se puede presentar con las siguientes condiciones geométricas de las estructuras: se presencia dos estructuras cuya intersección tiene una dirección que difiere de la dirección de buzamiento de los bancos del sector de análisis 1 máximo hasta 15° o 20° para que la cuña presente un posible desplazamiento. Adicionalmente, se debe considerar que la cuña podría desplazarse de acuerdo a las propiedades de resistencia (ϕ) más crítica de las 2 estructuras que forman la cuña.

Se obtienen los resultados de probabilidad de ocurrencia de falla por cuña para el sector de análisis 1:

SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	CUÑA (%)
1	2183	2213	75	303	40
	2213	2243	70	303	30.4
	2243	2273	51	303	7
2	2183	2213	79	305	49.3
	2213	2243	70	305	30.6
	2243	2273	48	305	5.1
3	2183	2213	74	306	38.9
	2213	2243	65	306	22.4
	2243	2273	44	306	3.5
4	2183	2213	78	310	47.7
	2213	2243	65	310	23.1
	2243	2273	51	310	6.7
5	2123	2153	73	316	39.1
	2153	2183	88	316	59.3
	2183	2213	88	316	59.3
	2213	2243	71	316	34
	2243	2273	57	316	12.4
6	2183	2213	75	324	43.2
	2213	2243	73	324	40

SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	CUÑA (%)
	2243	2273	38	324	1
7	2123	2153	63	325	22
	2153	2183	66	325	27.3
	2183	2213	70	325	35.4
	2213	2243	64	325	23.7
	2243	2273	32	325	0.13
8	2123	2153	75	327	43.8
	2153	2183	69	327	34.2
	2183	2213	71	327	37.7
	2213	2243	63	327	22.3
9	2123	2153	70	333	37.7
	2153	2183	69	333	35.9
	2183	2213	65	333	28.2
	2213	2243	59	333	15.6

Tabla 7.2 Probabilidad de ocurrencia de falla por cuña- Sector de análisis 1

7.2.3 Análisis cinemático para de falla volcamiento

El mecanismo de falla por volcamiento o vuelco se puede presentar con las estructuras con una dirección de buzamiento opuesto a la dirección de buzamiento de los bancos del sector de análisis 1. El menor ángulo que forman los ángulos de dirección de buzamiento mencionados debería diferir en un rango de hasta 15° o 20° para que se pueda generar la condición para un posible desplazamiento tipo volcamiento.

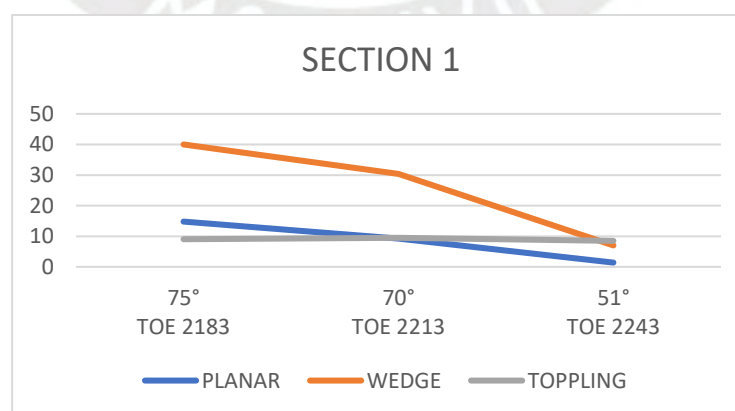
Se obtienen los resultados de probabilidad de ocurrencia de falla por volcamiento para el sector de análisis 1:

SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	VOLCAMIENTO (%)
1	2183	2213	75	303	9
	2213	2243	70	303	9.5
	2243	2273	51	303	8.5
2	2183	2213	79	305	9.2
	2213	2243	70	305	9.2
	2243	2273	48	305	7.8
3	2183	2213	74	306	9.1
	2213	2243	65	306	9.2
	2243	2273	44	306	7.1
4	2183	2213	78	310	12
	2213	2243	65	310	12

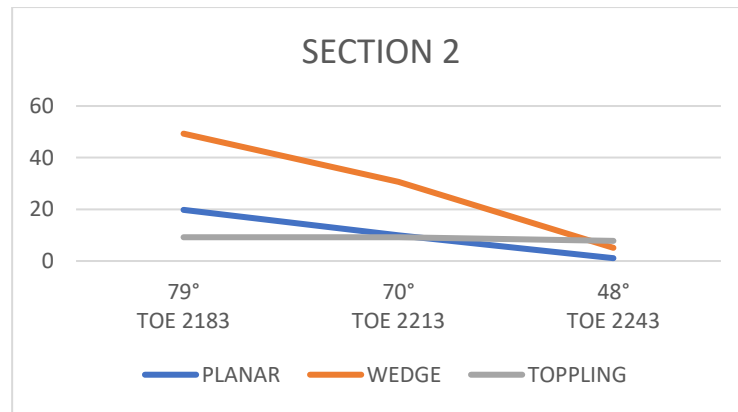
SECTION	TOE	CREST	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	VOLCAMIENTO (%)
	2243	2273	51	310	10.9
5	2123	2153	73	316	16.6
	2153	2183	88	316	16.6
	2183	2213	88	316	16.6
	2213	2243	71	316	16.6
	2243	2273	57	316	15.5
6	2183	2213	75	324	14.1
	2213	2243	73	324	14.1
	2243	2273	38	324	8.4
7	2123	2153	63	325	13.7
	2153	2183	66	325	13.7
	2183	2213	70	325	13.7
	2213	2243	64	325	13.7
	2243	2273	32	325	3.5
8	2123	2153	75	327	14.1
	2153	2183	69	327	14.1
	2183	2213	71	327	14.1
	2213	2243	63	327	14.3
9	2123	2153	70	333	12.3
	2153	2183	69	333	12.3
	2183	2213	65	333	12.3
	2213	2243	59	333	12.3

Tabla 7.3 Probabilidad de ocurrencia de falla por volcamiento- Sector de análisis 1

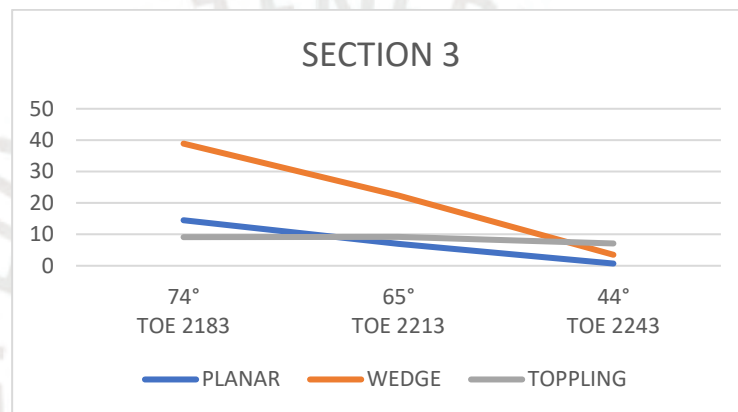
Se compila lo resultados de probabilidad de ocurrencia de falla planar, por cuña y volcamiento para cada banco de cada sección del sector de análisis 1 para poder compararlos como se muestra a continuación:



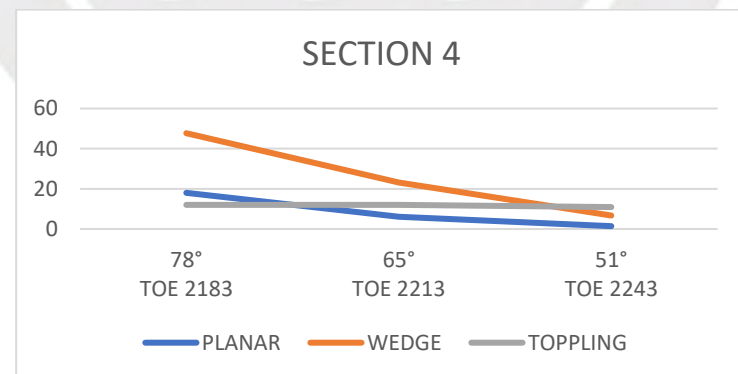
Gráfica 7.1 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 1 - Sector de análisis 1



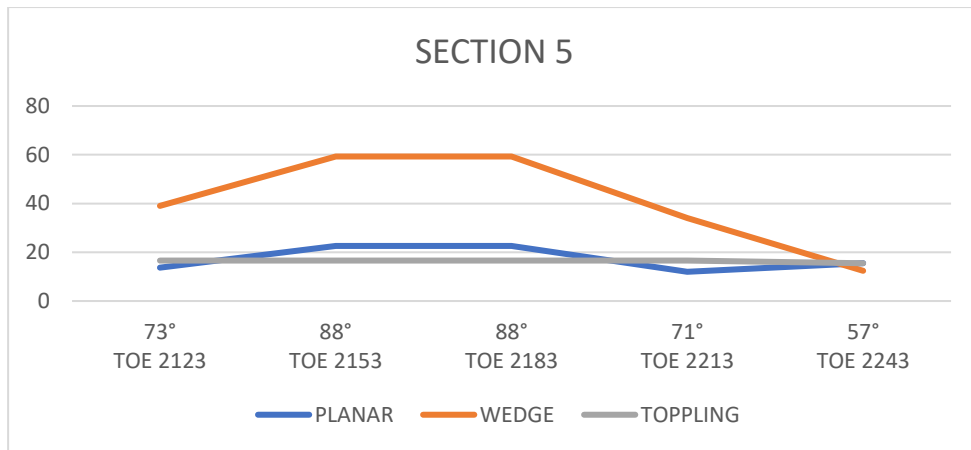
Gráfica 7.2 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 2 - Sector de análisis 1



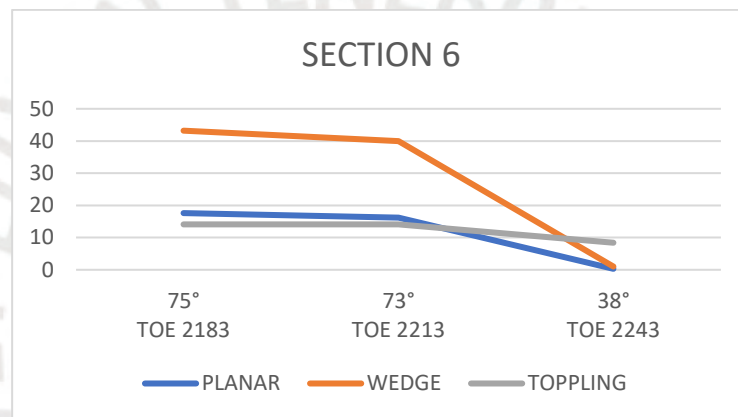
Gráfica 7.3 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 3 - Sector de análisis 1



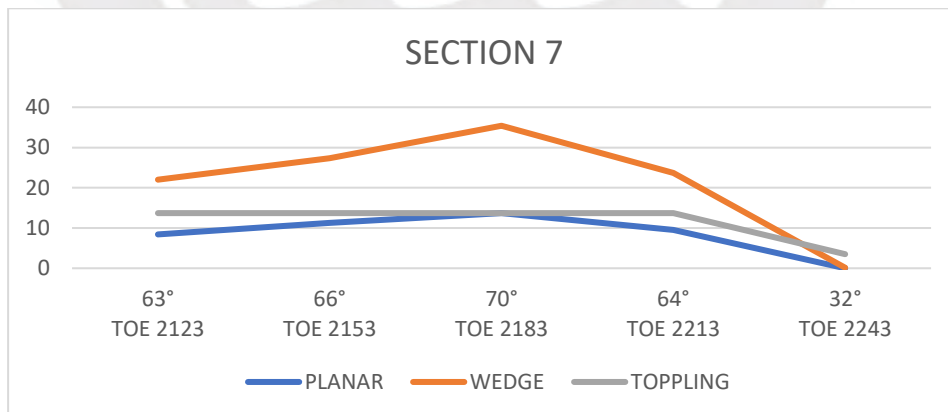
Gráfica 7.4 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 4 - Sector de análisis 1



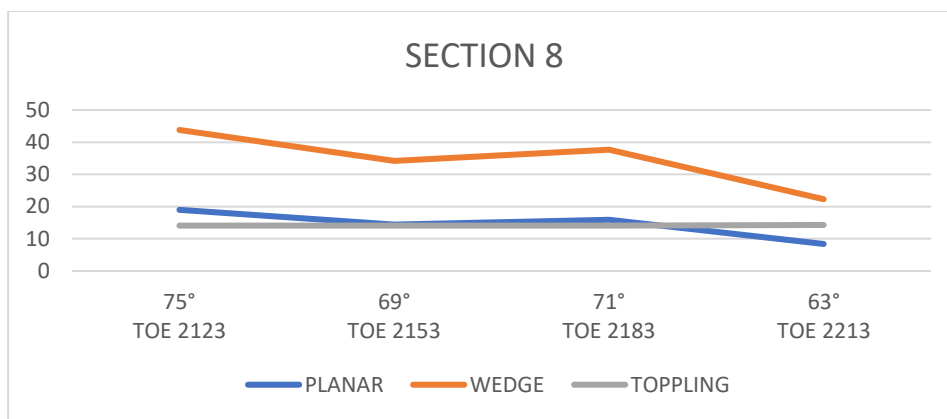
Gráfica 7.5 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 5 - Sector de análisis 1



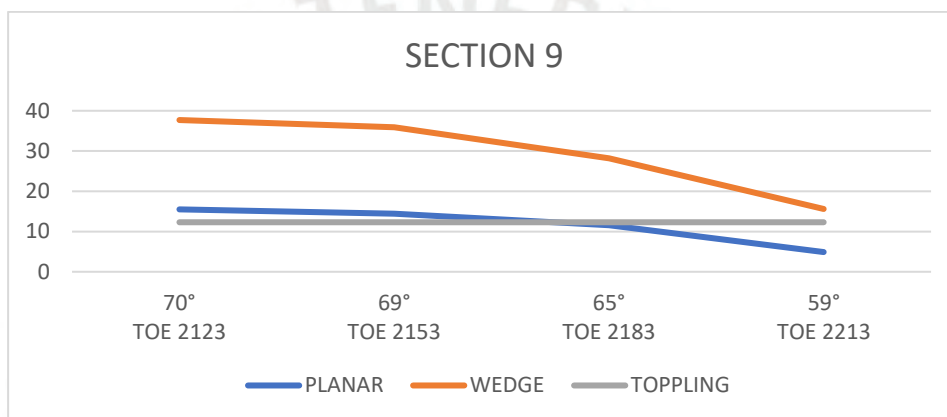
Gráfica 7.6 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 6 - Sector de análisis 1



Gráfica 7.7 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 7 - Sector de análisis 1



Gráfica 7.8 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 8 - Sector de análisis 1



Gráfica 7.9 Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 9 - Sector de análisis 1

En los resultados del análisis cinemático del sector de análisis 1, se puede observar que existe mayor probabilidad de ocurrencia de falla por cuña para todas las secciones. Adicionalmente, se comprueba que para el banco ubicado en los niveles 2183 - 2213 donde ocurrió evento de caída de material se obtiene valores altos de probabilidad ocurrencia de falla para los mecanismos de falla por cuña y planar.

7.3 Determinación de probabilidad de ocurrencia de falla para sector de análisis de fase 2

Así como en el caso del sector de análisis 1, el análisis cinemático requiere como datos de entrada buzamiento, dirección de buzamiento y ángulo de fricción (ϕ) de las estructuras. Estos son obtenidos del levantamiento estructural con el uso de dron y el valor de ϕ se obtiene a partir de los resultados de ensayo de corte directo en dicho sector. El buzamiento y dirección de buzamiento de cada banco en cada sección del sector de análisis 2 también son requeridos.

Se trabaja de manera independiente cada subsector de análisis 2.1, 2.2 y 2.3. Esto es de importancia porque las estructuras presentes en cada subsector serán diferentes al ser aplicados en el análisis cinemático.

7.3.1 Análisis cinemático para falla planar

Puede ocurrir una falla tipo planar a nivel de banco con estructuras con una dirección de buzamiento casi paralelo a la dirección de buzamiento de los bancos, con una diferencia aceptable en el rango de hasta 15° o 20° , de cada subsector de análisis. Así mismo, las estructuras planares deben presentar un buzamiento menor que el buzamiento de los bancos de los subsectores de análisis que se genere el potencial deslizamiento por falla planar. El bloque formado podría desplazarse de acuerdo a las propiedades de ángulo de fricción (ϕ) de las estructuras.

Se muestran los resultados de probabilidad de ocurrencia de falla planar para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 con mayor detalle en el anexo 7 análisis cinemático en los sectores de análisis

7.3.2 Análisis cinemático para falla en cuña

Este mecanismo de falla puede presentarse con la intersección de dos estructuras y dicha intersección tenga una dirección que difiera de la dirección de buzamiento de los bancos máximo hasta 15° o 20° . También, se considera el valor de ϕ de las estructuras para completar el análisis cinemático.

Se muestran los resultados de probabilidad de ocurrencia de falla por cuña para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 con mayor detalle en el anexo 7 análisis cinemático en los sectores de análisis

7.3.3 Análisis cinemático para falla volcamiento

El mecanismo de falla por volcamiento se puede presentar con estructuras con una dirección de buzamiento opuesto a la dirección de buzamiento de los bancos de los subsectores de análisis y estos deberían diferir máximo hasta 20° para tener la condición de falla por volcamiento. Así mismo, se considera el valor de ϕ para evaluar el deslizamiento de los bloques formados.

Se muestran los resultados de probabilidad de ocurrencia de falla volcamiento para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 con mayor detalle en el anexo 7 análisis cinemático en los sectores de análisis.

Similar al caso del sector de análisis 1, se compila lo resultados de probabilidad de ocurrencia de falla planar, por cuña y volcamiento para cada banco de cada sección de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 con mayor detalle en el anexo 7 análisis cinemático en los sectores de análisis.

Con los resultados del análisis cinemático para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3, se evidencia que existe mayor probabilidad de ocurrencia de falla por cuña para todos los subsectores. También, se comprueba que para los bancos donde ocurrió eventos de caída de material se presenta valores más altos de probabilidad ocurrencia de falla con respecto a los demás bancos analizados.

8 ANÁLISIS PROBABILÍSTICO DE CAÍDA DE BLOQUES DE ROCA EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS

El análisis probabilístico Keyblock o de caída de bloques de roca permite obtener valores de factor de seguridad y probabilidad de falla para los sectores de análisis 1 y 2 correspondientes a las fases operativas 1 y 2 del tajo respectivamente.

Este análisis probabilístico Keyblock, en comparación con el análisis cinemático anteriormente mostrado que es determinístico, permite representar mejor las propiedades de las estructuras, pues adicional a la información de buzamiento y dirección de buzamiento también considera la persistencia aparente y espaciamiento de manera diferenciada para cada familia estructural. Con ello, se aprovecha mejor la información obtenida a partir del levantamiento estructural con uso de dron.

Con respecto a las propiedades de resistencia de las estructuras, se puede considerar el ángulo de fricción (ϕ) y cohesión (c) y esta última generalmente se le considera $c = 0$, debido a que en campo se ha verificado que las estructuras presentan aperturas abiertas prácticamente sin cohesión en los sectores de análisis 1 y 2 del tajo. Dicha condición de estructuras sin cohesión es causada principalmente por influencia de voladura. Así mismo, la voladura, presencia de lluvias e interacción con los equipos influyen negativamente en las propiedades de resistencia de las estructuras; es decir, disminuye sus valores. Esto último es considerado en el análisis probabilístico de los sectores de análisis 1 y 2 y se calibra en base a los eventos de caída de bloques o de material existentes.

Adicionalmente, este análisis probabilístico considera bloques de roca de cualquier forma; es decir, forma de poliedros, los cuales no necesariamente deslizan solo con

mecanismos de falla tipo planar, cuña o volcamiento como considera el análisis cinemático, pues estos bloques tienen el potencial de deslizarse por cualquiera de los planos de las familias de estructuras presentes.

Para realizar el análisis probabilístico, se emplea el software Sblock, el cual permite obtener bloques en forma de poliedros formados hasta con 6 familias estructurales. Con respecto a la geometría de los bancos de cada sección de los sectores de análisis 1 y 2 del tajo, es requerido el buzamiento, dirección de buzamiento, altura y ancho de berma real en base a la topografía actual.

8.1 Generación de secciones para obtención de buzamiento, dirección de buzamiento y ancho de berma de los sectores de análisis

Se emplean las mismas secciones del análisis cinemático de los sectores de análisis 1 y 2 del tajo. En dichos sectores, los bancos tienen alturas de 30m y el detalle de los ángulos de buzamiento, dirección de buzamiento y ancho de bermas reales se muestra en el anexo 2 secciones de análisis.

8.2 Determinación de datos de entrada para el análisis probabilístico en el software Sblock

El análisis probabilístico con el software Sblock requiere como datos de entrada la información estructural de los sectores de análisis 1 y 2 del tajo: buzamiento, dirección de buzamiento, persistencia aparente y espaciamiento con sus respectivos rangos de variabilidad obtenidas a partir de la validación estructural.

También, es requerido la geometría de los bancos de cada sección de los sectores de análisis 1 y 2: buzamiento, dirección de buzamiento, altura y ancho de berma, los cuales han sido determinados en el ítem anterior.

8.2.1 Buzamiento y dirección de buzamiento de las estructuras

De acuerdo a la validación estructural, se demostró en el software estadístico Minitab que el buzamiento y dirección de buzamiento tiene una distribución lognormal para cada familia de cada sector de análisis. Se obtienen los valores medios y variabilidad de acuerdo a la distribución indicada para los sectores de análisis 1 y 2.

	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	RANGO
F1	66	339	15
F2	72	307	12
F3	82	144	13
F4	67	273	15

Tabla 8.1 Buzamiento y dirección de buzamiento - Sector de análisis 1

	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	RANGO
F1	55	42	25
F2	74	78	18
F3	87	239	20

Tabla 8.2 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.1

	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	RANGO
F1	51	47	27
F2	73	72	17
F3	85	226	25

Tabla 8.3 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.2

	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	RANGO
F1	48	87	26
F2	81	218	32
F3	83	177	25
F4	79	63	18
F5	85	247	12

Tabla 8.4 Buzamiento y dirección de buzamiento - Subsector de análisis 2.3

8.2.2 Persistencia y espaciamento de las estructuras

La persistencia aparente y espaciamento de cada familia de los sectores de análisis 1 y 2 presentan una distribución exponencial negativa como ha sido demostrado con la validación estructural mediante el software estadístico Minitab.

Se obtienen los valores medios, máximo y mínimo de persistencia y espaciamento para cada sector de análisis de acuerdo a la distribución indicada.

	SPACING_ MEAN	SPACING_ MIN	SPACING_ MAX	LENGTH_ MEAN	LENGTH_ MIN	LENGTH_ MAX
F1	9	1	21	6	1	22
F2	8	1	23	6	1	16
F3	7	1	20	5	1	19
F4	8	1	21	4	1	10

Tabla 8.5 Espaciamiento y persistencia - Sector de análisis 1

	SPACING_ MEAN	SPACING_ MIN	SPACING_ MAX	LENGTH_ MEAN	LENGTH_ MIN	LENGTH_ MAX
F1	4	1	8	3	1	31
F2	6	1	12	2	1	28
F3	9	3	18	2	1	6

Tabla 8.6 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.1

	SPACING_ MEAN	SPACING_ MIN	SPACING_ MAX	LENGTH_ MEAN	LENGTH_ MIN	LENGTH_ MAX
F1	6	1	11	3	1	66
F2	5	2	11	2	1	15
F3	5	2	10	1	1	11

Tabla 8.7 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.2

	SPACING_ MEAN	SPACING_ MIN	SPACING_ MAX	LENGTH_ MEAN	LENGTH_ MIN	LENGTH_ MAX
F1	6	2	11	3	1	26
F2	6	3	13	2	1	9
F3	7	2	14	2	1	5
F4	7	2	15	2	1	7
F5	9	2	18	2	1	5

Tabla 8.8 Espaciamiento y persistencia - Subsector de análisis 2.3

8.2.3 Fricción y cohesión de las estructuras

Las propiedades de resistencia de las estructuras en cohesión (c) y ángulo de fricción (ϕ) se determinan, inicialmente, en base a los resultados de ensayos de corte directo en los sectores de análisis 1 y 2 del tajo. Como se indicó anteriormente, la cohesión se considera con $c = 0$ debido la condición de estructuras abiertas de acuerdo a la verificación en campo. En cuanto al valor de ϕ , este se calibra para cada sector de análisis en base a los eventos de caída de material en dichos sectores; es decir, se simula en el software block valores diferentes de

phi hasta que se presente la condición de factor de seguridad menor o igual 1 que indica la caída de roca. Esta diferencia en los valores de las propiedades de resistencia de las estructuras se debe principalmente a los aspectos operativos reales como influencia de voladura, presencia de lluvias e interacción con equipos que no son considerados en un ensayo de corte directo.

	C	PHI
F1	0	27
F2	0	27
F3	0	27
F4	0	27

Tabla 8.9 Cohesión y ángulo de fricción - Sector de análisis 1

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21

Tabla 8.10 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.1

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21

Tabla 8.11 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.2

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21
F4	0	21
F5	0	21

Tabla 8.12 Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.3

8.3 Revisión de resultados del análisis probabilístico en el software Sblock

Se utilizan los datos de entrada indicados de información estructural y geometría de bancos de los sectores de análisis 1 y 2 del tajo y se obtienen los resultados de factor de seguridad y probabilidad de falla.

8.3.1 Factor de seguridad en el sector de análisis de la fase 1

Se obtiene los resultados de factor de seguridad del sector de análisis 1.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=27°)
1	2183	2213	9.4	75	303	0.6
	2213	2243	8.7	70	303	1.1
	2243	2273	3.9	51	303	3.0
2	2183	2213	12	79	305	0.6
	2213	2243	5.4	70	305	1.1
	2243	2273	2.8	48	305	3.2
3	2183	2213	11.5	74	306	0.5
	2213	2243	9.6	65	306	1.5
	2243	2273	0	44	306	4.4
4	2183	2213	11.5	78	310	0.4
	2213	2243	8.9	65	310	1.6
	2243	2273	5.4	51	310	1.8
5	2123	2153	pit final	73	316	-
	2153	2183	12.3	88	316	0.4
	2183	2213	12.3	88	316	0.5
	2213	2243	7	71	316	0.6
	2243	2273	6.3	57	316	1.0
6	2183	2213	12.7	75	324	0.4
	2213	2243	8.9	73	324	0.4
	2243	2273	0	38	324	-
7	2123	2153	pit final	63	325	-
	2153	2183	20.9	66	325	0.9
	2183	2213	13.4	70	325	0.5
	2213	2243	8.9	64	325	1.9
	2243	2273	0	32	325	-
8	2123	2153	pit final	75	327	-
	2153	2183	21.9	69	327	0.5
	2183	2213	13.4	71	327	0.6
	2213	2243	9.1	63	327	1.9
9	2123	2153	pit final	70	333	-
	2153	2183	19.8	69	333	0.8
	2183	2213	13.4	65	333	3.8
	2213	2243	8.6	59	333	6.3

Tabla 8.13 Factor de seguridad – Sector de análisis 1

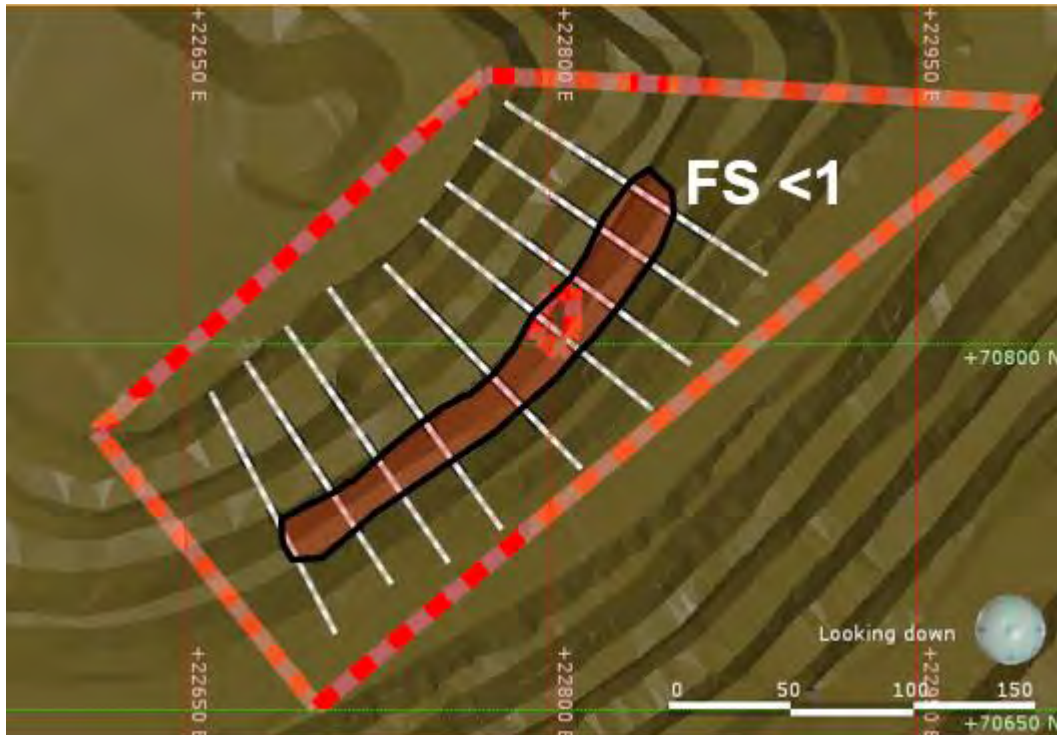


Figura 8.1 Bancos potencialmente inestables– Sector de análisis 1.

En la imagen, se indica los bancos específicos donde existe potencial de caída de bloques de roca de acuerdo a los resultados con factor de seguridad menor a 1 ($FS < 1$) obtenidos con el software Sblock. Con ello, se puede evaluar acciones que permitan reducir la condición de riesgo presentado en los bandos indicados del sector de análisis 1.

8.3.2 Probabilidad de falla en el sector de análisis de la fase 1

Se obtiene los resultados de probabilidad de falla para el sector de análisis 1 del tajo y se muestra el detalle en el anexo 8 análisis probabilístico keyblock en los sectores de análisis

8.3.3 Factor de seguridad en el sector de análisis de la fase 2

Se determina el factor de seguridad para cada banco de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)
1	2453	2483	rampa	66	65	-
	2483	2513	19.4	66	65	1.3
	2513	2543	28.4	63	65	1.2
	2543	2573	16.5	57	65	0.9
	2573	2603	13.5	63	65	1.0
	2603	2633	12.8	68	65	0.9
2	2453	2483	rampa	63	61	-
	2483	2513	19.3	75	61	0.2
	2513	2543	30.2	66	61	0.4
	2543	2573	17.4	63	61	1.7
	2573	2603	10.1	57	61	0.8
	2603	2633	7	59	61	0.7

Tabla 8.14 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.1

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)
3	2483	2513	13.3	63	42	0.7
	2513	2543	32	67	42	0.7
	2543	2573	12.6	57	42	1.2
	2573	2603	11.8	60	42	0.9
	2603	2633	9.4	56	42	1.2
4	2483	2513	13.7	71	42	0.6
	2513	2543	32.1	65	42	0.8
	2543	2573	19.5	65	42	0.7
	2573	2603	15.5	67	42	0.7
	2603	2633	9.4	58	42	1.2
5	2483	2513	11.3	70	33	1.2
	2513	2543	33.2	68	33	1.3
	2543	2573	17.9	69	33	1.0
	2573	2603	13.1	68	33	1.1

Tabla 8.15 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.2

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)
6	2483	2513	7.8	67	26	0.8
	2513	2543	32.2	64	26	0.8
	2543	2573	16.2	68	26	0.8
	2573	2603	13.7	66	26	0.8
	2603	2633	16.1	62	26	0.8
7	2513	2543	14.4	55	24	0.8
	2543	2573	11.6	64	24	0.8
	2573	2603	22.8	72	24	0.7
8	2513	2543	14.6	67	19	1.0
	2543	2573	17.1	68	19	0.9
	2573	2603	18.5	71	19	0.8
9	2513	2543	14.3	60	20	0.9
	2543	2573	14.1	65	20	0.8
	2573	2603	13.8	65	20	0.8

Tabla 8.16 Factor de seguridad – Subsector de análisis 2.3

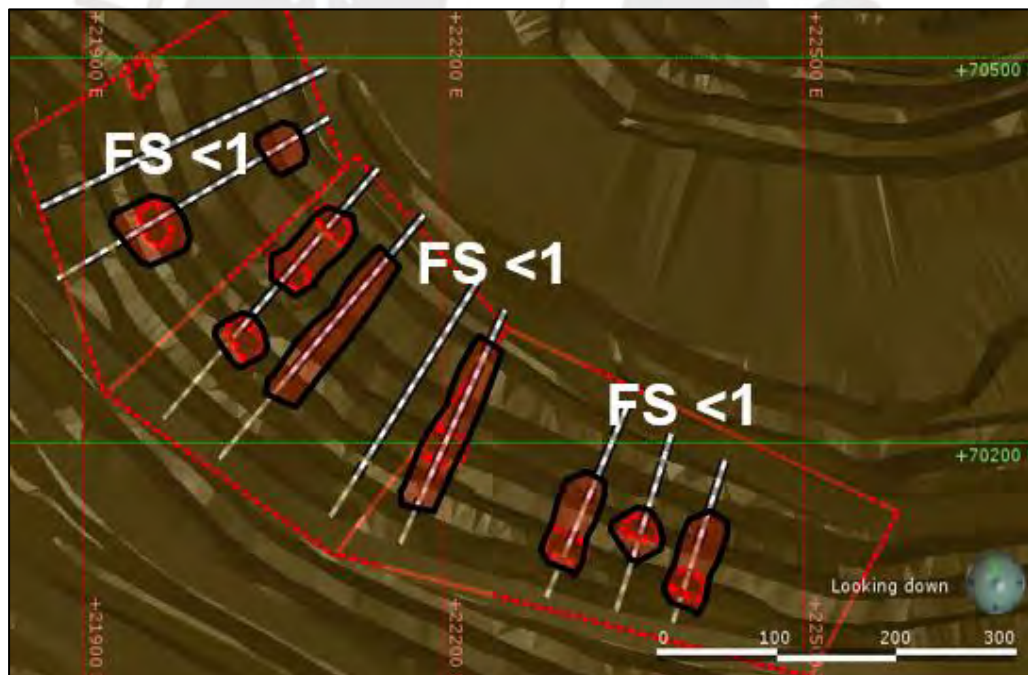


Figura 8.2 Bancos potencialmente inestables– Sector de análisis 2

De acuerdo a la imagen, se determina los bancos específicos donde el factor de seguridad sea menor a 1; es decir, zonas específicas con potencial caída de bloques de roca. Con ello, se puede realizar un posterior análisis Rfall que permita evaluar la proyección hasta bancos inferiores o incluso que llegue hasta la rampa operativa de la fase operativa 2 del tajo.

8.3.4 Probabilidad de falla en el sector de análisis de la fase 2

Se obtiene los resultados de probabilidad de falla de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3 del tajo y se muestra el detalle en el anexo 8 análisis probabilístico keyblock en los sectores de análisis.

9 EVALUACIÓN DE PROYECCIÓN DE ROCAS EN LOS SECTORES DE ANÁLISIS

9.1 Simulación de proyección de rocas en el software Rfall en el sector de análisis de la fase 1

La medición de riesgo de caída de roca en ciertas zonas de importancia para la operación de la mina se realizó con el software RFall 3D (Gibson, 2020) “el cual simula el movimiento de bloques de roca y su impacto con el terreno, obteniendo la trayectoria completa de la roca” (García Mendive et al., 2016).

Este software aplica el método Monte Carlo para realizar un análisis probabilístico, de tal manera que cientos o miles de bloques de rocas son dejados caer desde cada punto asignado por el usuario (zonas con bajo factor de seguridad en el talud) para calcular la trayectoria de cada uno y obtener las zonas de mayor probabilidad de rocas golpeando la superficie o “hotspots”.

Para introducir variabilidad en los parámetros de entrada; la ubicación inicial de donde empieza a caer cada bloque de roca, cambia aleatoriamente dentro de una caja imaginaria con dimensiones definidas por el usuario. De igual manera, la velocidad inicial es variable y está definida por valores promedio y la desviación estándar de los tres componentes de la velocidad.

Modelo

Los coeficientes de restitución en sus componentes normal y tangencial, así como los ángulos de fricción (Tabla 9.1), tienen una distribución en la topografía que varía en los taludes y en las banquetas como se observa en la Figura 9.1.

Otras propiedades, como la masa del posible bloque fue considerada con una magnitud de 50 Kg con una variación estándar de 2. El momento de inercia no se introdujo explícitamente, ya que el software puede deducirlo a partir de la entrada de las proporciones de los 3 ejes del posible bloque a caer, en este caso se consideró una proporción de 1:1.5:2. Estos parámetros serán considerados a lo largo de las siguientes simulaciones, por lo que ya no se mencionarán más adelante.

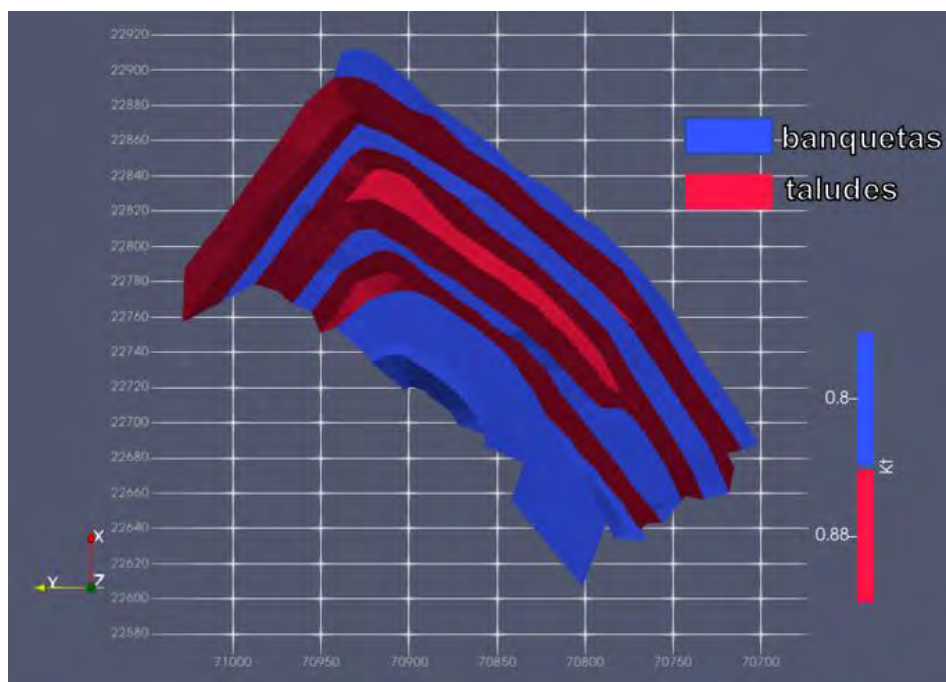


Figura 9.1 Topografía reducida en la zona de interés de análisis. Se muestra la distribución de coeficiente de restitución tangencial.

Con los parámetros ingresados se generaron 10,000 simulaciones de Monte Carlo en cada punto pseudoaleatorio.

Zona	Rn	Rt	Phi (°)
Roca	0.34	0.88	30
Spill	0.32	0.8	37

Tabla 9.1 Propiedades del terreno considerados según la zona del pit.

Analisis de resultados

El análisis consistió en determinar las zonas con mayor probabilidad de que los bloques pasen durante su caída o terminen su recorrido con velocidad cero. El análisis de la energía potencial con el que una roca llega a cierta zona también se consideró.

El software Rfall 3D permite la inserción de zonas de control de manera opcional. Estas zonas de control permiten una mejor visualización de los puntos más críticos según la precisión de la malla que se le da. En nuestro caso se aplicó una zona de control desde el punto de partida de las rocas hasta el fondo del pit con una precisión de 0.5 x 0.5 m Figura 9.2 Zona de control (0.5 x 0.5 m) marcada por la línea amarilla en la zona 01 de interés.



Figura 9.2 Zona de control (0.5 x 0.5 m) marcada por la línea amarilla en la zona 01 de interés.

Resultados

En la imagen se muestra la zona de control con la distribución de probabilidad de rocas pasantes y golpeantes en la superficie. Como se puede observar aproximadamente más del 8% del total golpea y termina su recorrido en la banqueta del Nv. 2182, otro pequeño porcentaje menor al 2% termina en la banqueta inferior del Nv. 2170 y finalmente menos del 0.2% llegaría al final del pit.

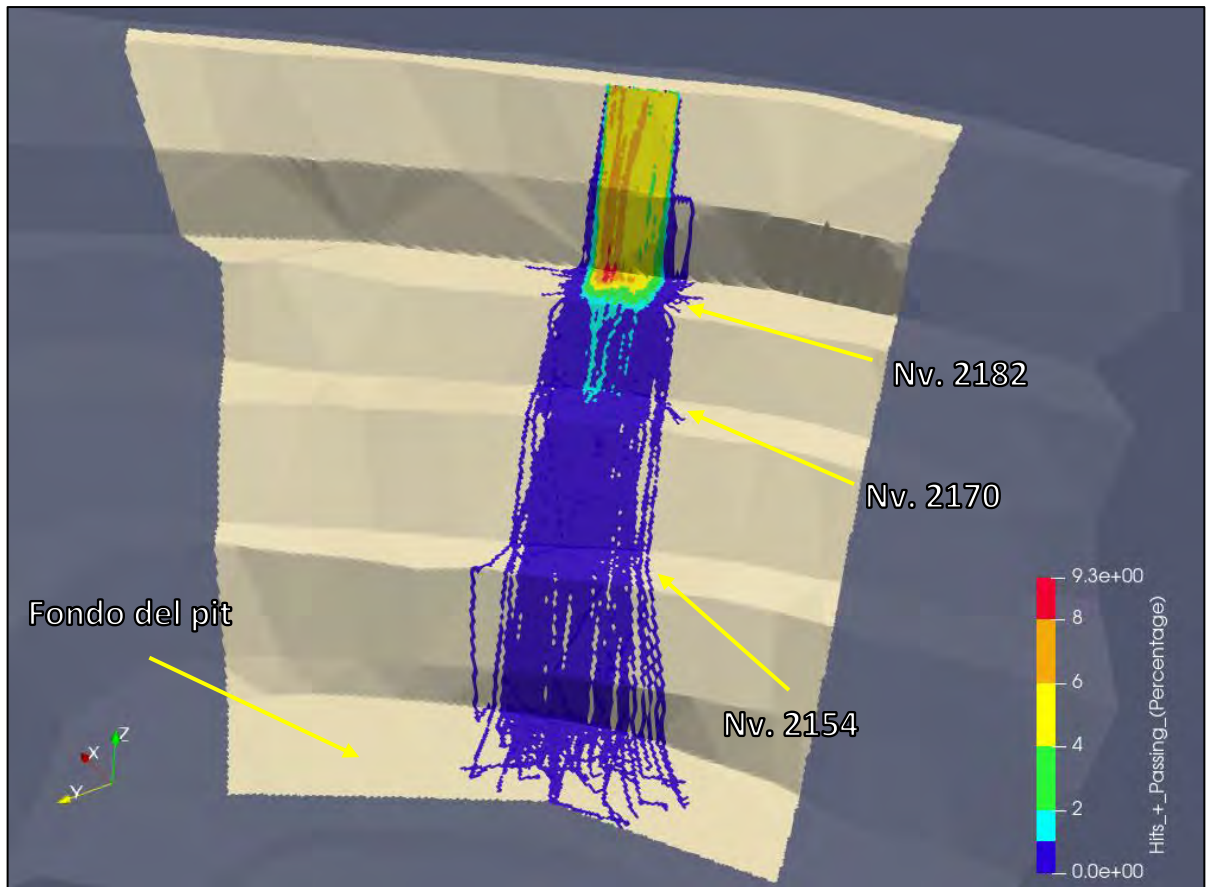


Figura 9.3 Zona de control mostrando la probabilidad de la zona 01 sea golpeado por alguna iteración de caída de rocas.

9.2 Simulación de proyección de rocas en el software Rfall en el sector de análisis de la fase 2

El sector de análisis de la fase 2 cuenta con tres subsectores, estos se analizarán cada uno por separado para comprobar el posible efecto de las caídas de rocas sobre la rampa del Nv. 2480 y la zona de operación del Nv. 2450 (Figura 9.4).

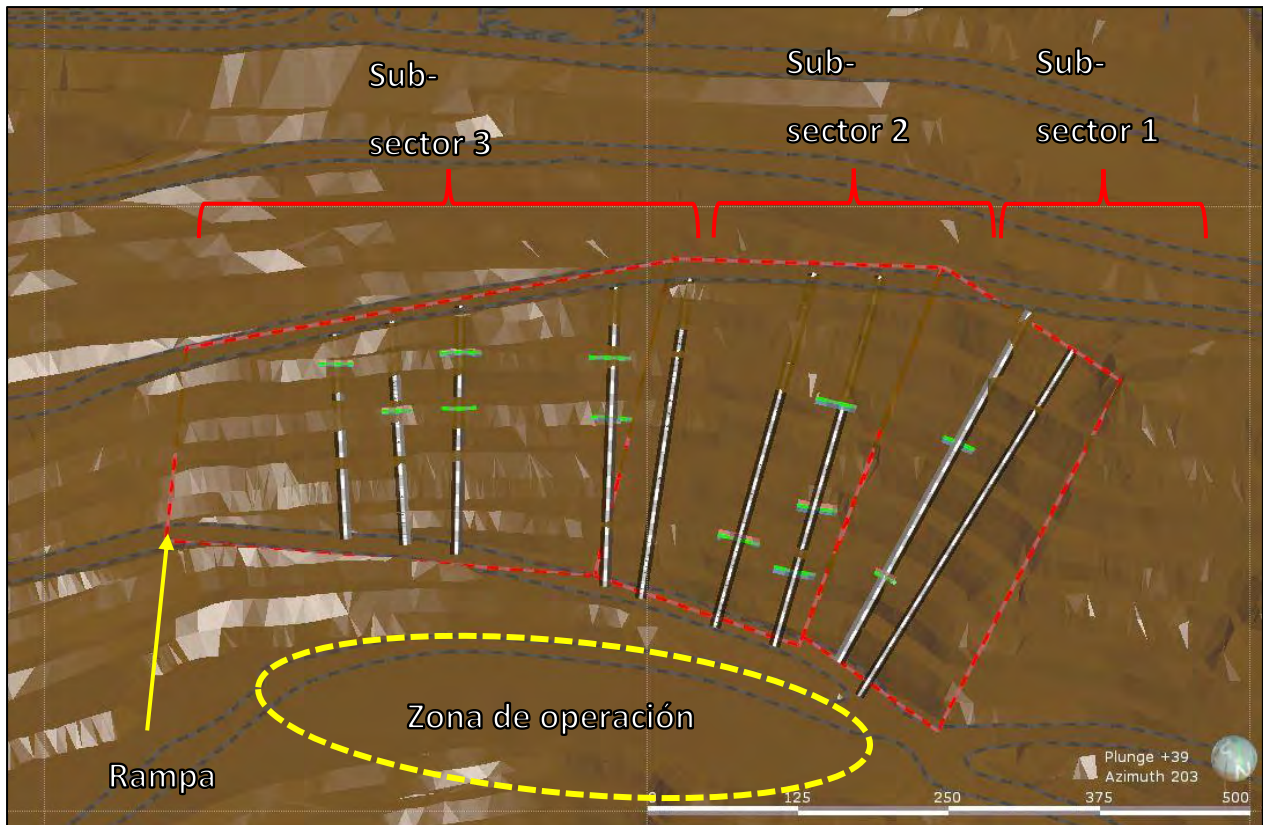


Figura 9.4 Subsectores de la zona 2, zonas de análisis de caída de rocas (marcado por números) y áreas de interés para el análisis (rampa y zona de operación).

Sub sector 1 – Análisis 1

El primer análisis realizado en el sub sector 1 se encuentra en el nivel 2600 en donde según el análisis probabilístico se tiene un FS de 0.8.

Obtenidos los resultados de la simulación, se puede observar que hay mayor probabilidad de que los bloques de rocas pasen o se queden en la banqueta del Nv. 2573 (aproximadamente 10%) con respecto a la segunda banqueta del Nv. 2515, con una probabilidad 0.2%. Por otra parte, en la rampa del Nv. 2450 se observa una probabilidad de choque muy ínfima de casi 0%.

Sub sector 1 – Análisis 2

El segundo análisis realizado en el sub sector 1 se encuentra en el nivel 2515 en donde según el análisis probabilístico se tiene un FS de 0.2.

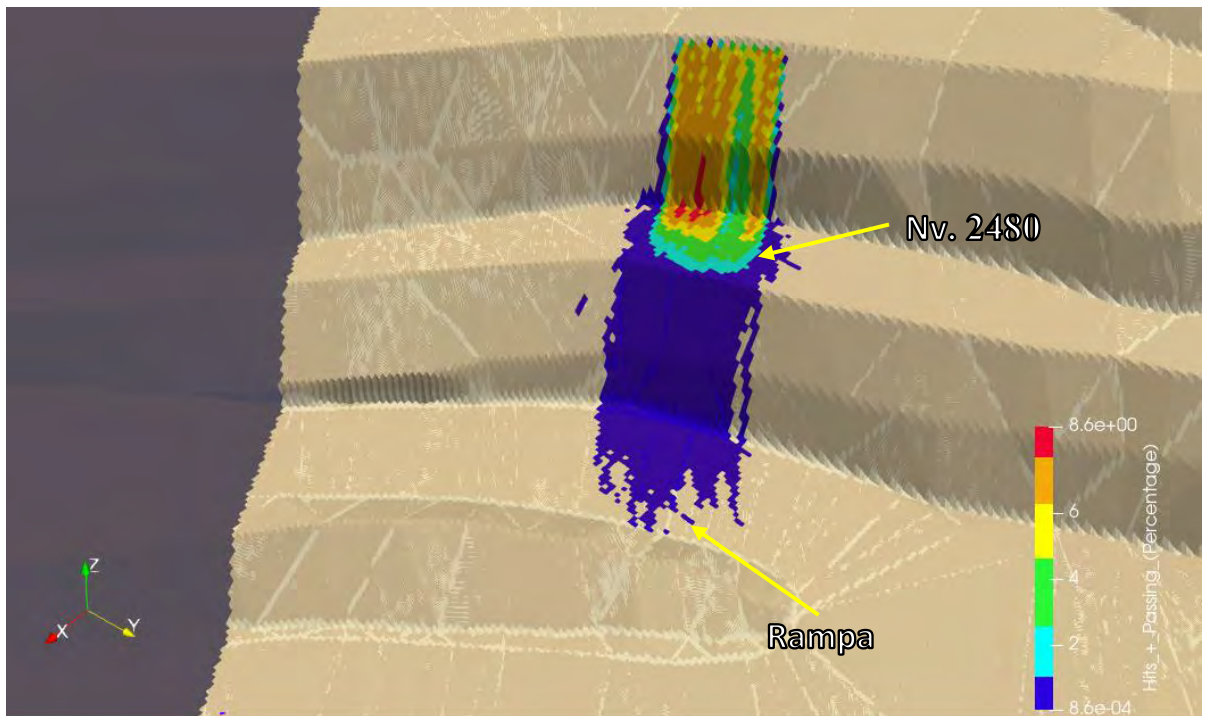


Figura 9.5 Zona de análisis 2 del subsector 1.

En la zona de control del análisis 2 (Figura 9.6) se observa que los bloques de rocas pueden pasar o quedarse en la banqueta del Nv. 2480 con una probabilidad de entre 2 a 9 %, mientras que en la rampa del Nv. 2450 hay una pequeña probabilidad de 0.2% de que los bloques de rocas lleguen a este punto.

Sub sector 2 – Análisis 1

El sub sector 2 cuenta con mayores zonas con bajo FS y mayor probabilidad de falla que el sub sector 1. En este primer caso de análisis (con $FS = 0.88$), los bloques de roca se desprenden del Nv. 2603 y según los datos del sector de análisis hay una probabilidad del 19% de que estos bloques de roca lleguen al Nv. 2543 y un máximo de un 10% de que lleguen hasta el Nv. 2513. Finalmente, se aprecia una pequeña probabilidad menor a 0.2% de que estos bloques lleguen al nivel de la rampa.

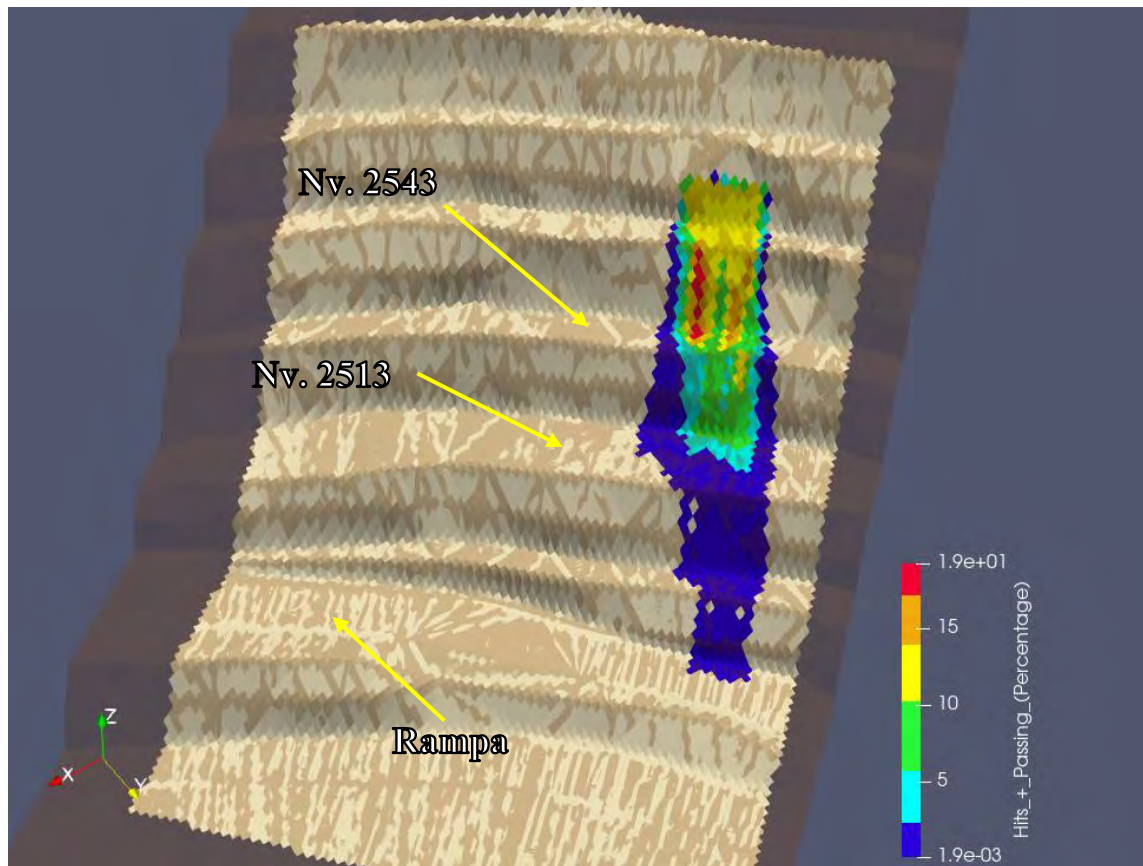


Figura 9.6 Zona de análisis 1 del subsector 2.

Sub sector 2 – Análisis 2

El segundo caso de análisis tiene como $FS = 0.67$ con bloques que se desprenden desde el Nv. 2543. En este caso las iteraciones no sobrepasan la banqueta del Nv. 2513 a diferencia del caso anterior; sin embargo, se pueden identificar zonas con mayor probabilidad de caída de roca, llegando hasta un 15% en ciertas celdas.

Sub sector 2 – Análisis 3

En el tercer análisis, los bloques de roca se desprenden del Nv. 2513 llegando hasta el Nv. 2480 en su gran mayoría con una probabilidad máxima de 15% en ciertas celdas; mientras que otra pequeña parte de las iteraciones llegan a la rampa con una probabilidad menor al 0.02%.

Sub sector 2 – Análisis 4

El último análisis se dio en la cuarta sección de este subsector en el Nv. 2513. La zona de control indica que hay probabilidades variadas de entre 2 a 9 % de retención en el Nv. 2480

mientras que en la rampa se encuentran probabilidades menores a 3 %, porcentaje lo suficientemente alto como para tener una zona de peligro de caída de roca.

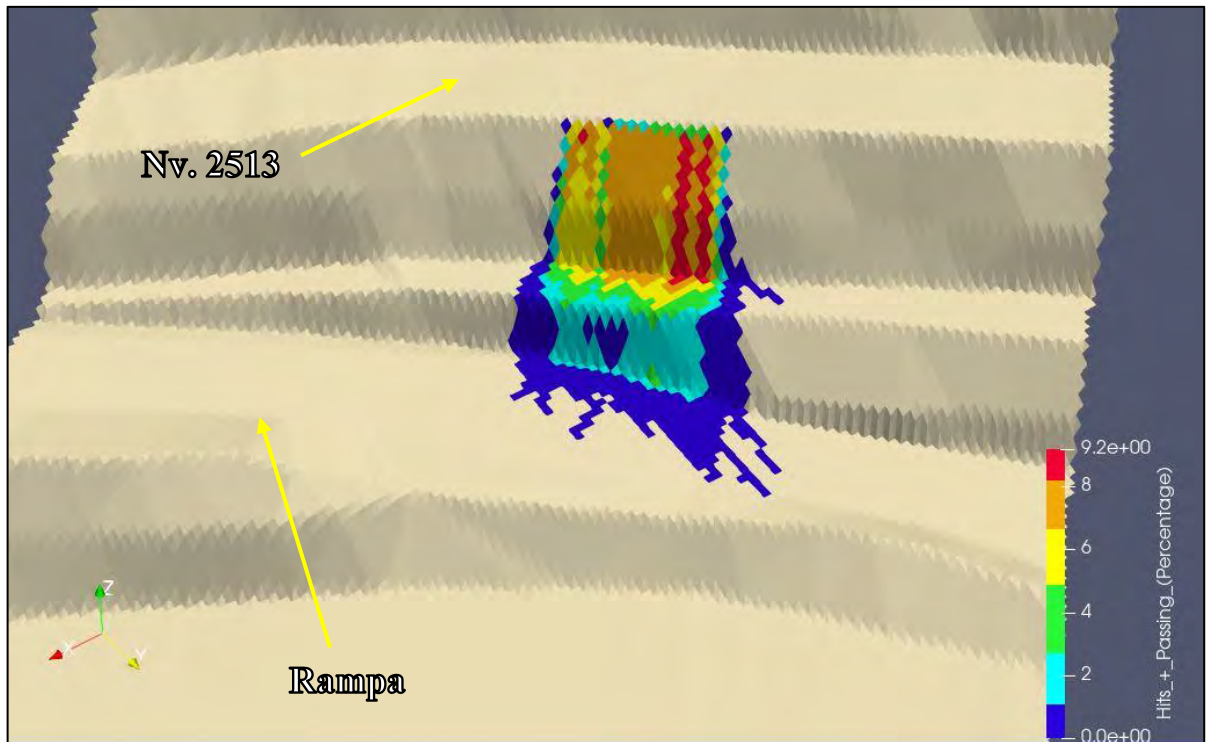


Figura 9.7 Zona de análisis 4 del subsector 2.

Sub sector 3 – Análisis 1

El sub sector 3 cuenta con más zonas con bajo nivel de FS que el sub sector 1 y 2 por lo que se realizaron 6 análisis. Este sub sector también se encuentra más alejado de la zona de operación por lo que el análisis se enfocará más en la rampa que se encuentra por debajo.

La primera zona de análisis se encuentra en el Nv. 2573, desde donde se desprenden los bloques de roca. En este hay una gran probabilidad de hasta 15% de que los bloques golpeen el Nv. 2543, mientras que en menor medida hasta un 1% de probabilidad para el Nv. 2513. Se consideraría que los bloques de roca no llegarían a la rampa en este caso del análisis.

Sub sector 3 – Análisis 2

El segundo análisis que se dio desde el Nv. 2603, se observa que el Nv. 2573 tiene una probabilidad de hasta 7% de tener pasantes o ser golpeado por bloques de roca, mientras que el Nv. 2543 tiene un máximo de 2% de probabilidad de que ocurra lo mismo. Finalmente se aprecia que el Nv. 2513 llega a tener una probabilidad de 0.1%, al igual que la rampa, de que los bloques de roca lleguen hasta ahí.

Sub sector 3 – Análisis 3

El análisis 3 se dio desde el Nv. 2603 y llegó en primer lugar al Nv. 2573 inferior con una probabilidad de hasta 8% mientras que los niveles inferiores como Nv. 2543, Nv. 2513 y la rampa tienen una probabilidad máxima de 0.5% de tener pasantes o ser golpeados por bloques de rocas.

Sub sector 3 – Análisis 4

El cuarto análisis se dio desde el Nv. 2573 y llegó en primer lugar al Nv. 2543 inferior con una probabilidad de entre 5 a 18%; mientras que los niveles inferiores como Nv. 2543, Nv. 2513 y la rampa tienen una probabilidad máxima de entre 1 a 5% de tener pasantes o ser golpeados por bloques de rocas.

Sub sector 3 – Análisis 5

El quinto análisis se dio desde el Nv. 2573 y llegó en primer lugar al Nv. 2543 inferior con una probabilidad mayor de 13%. Por otra parte, el Nv. 2513 inferior y la rampa tienen una probabilidad máxima de entre 1 % de tener pasantes o ser golpeados por bloques de rocas.

Sub sector 3 – Análisis 6

El último análisis se dio desde el Nv. 2573. En el Nv. 2573 los bloques llegaron con una probabilidad máxima de hasta 20% y en el Nv. 2543 la probabilidad máxima es de un 5 %. Finalmente, la rampa tiene una probabilidad de un 1% como máximo de ser golpeada por algún bloque de roca desprendido. Evaluación de resultados de la simulación de proyección de rocas en el sector de análisis 1

9.3 Evaluación de resultados de la simulación de proyección de rocas en el sector de análisis 1

Como parte de la evaluación de los resultados, se consideró el uso del software Rocfall 4.0 (Rocscience, 2004), el cual acepta parámetros muy similares al Rfall 3D, pero haciendo análisis en 2D. Debido a la naturaleza similar de ambos programas se espera que se obtengan resultados similares.

En esta primera zona de la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** se observa que la gran mayoría de los bloques de roca se quedan en la primera banqueta por debajo del punto de caída. Por otra parte, los bloques de roca quedan casi en su totalidad en la segunda

banqueta y finalmente casi un nulo porcentaje de casos quedarían en la banqueta del Nv. 2153 y en el fondo del tajo.

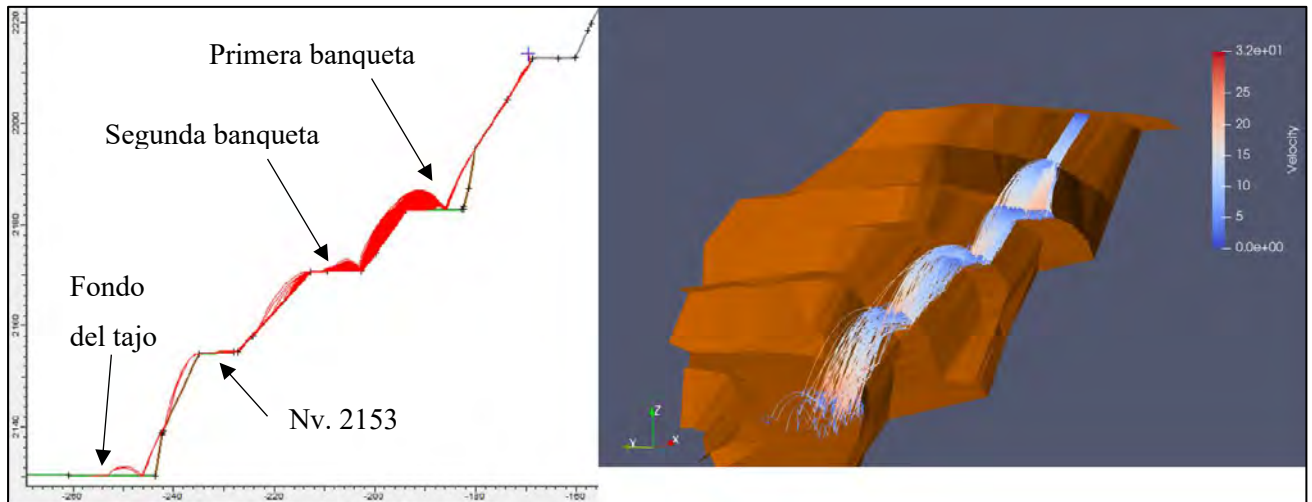
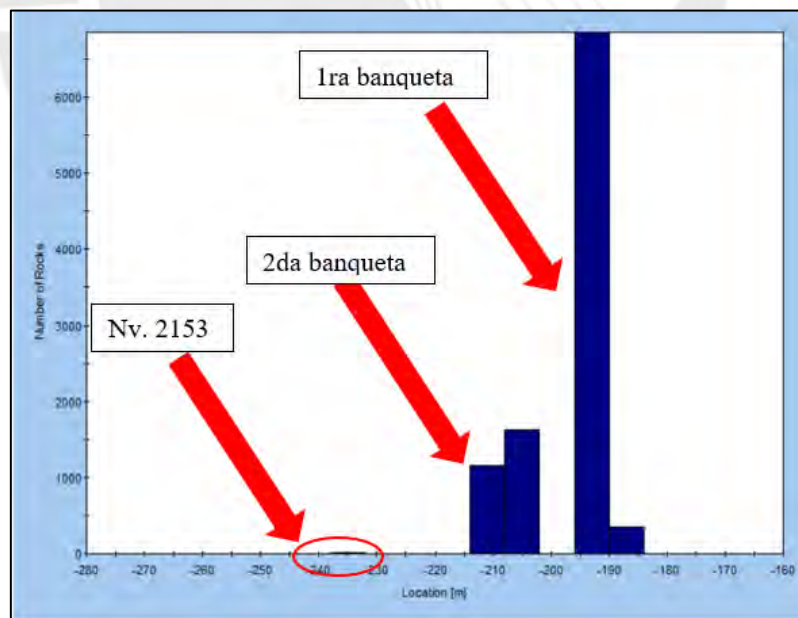


Figura 9.8 Simulación en 2D realizada con Rocfall (derecha) y simulación en 3D con Rfall (izquierda).

Lo anterior obtenido en el análisis 2D se ve reflejado en el histograma de las posiciones finales de los bloques de rocas, el cual también contrastar la información de probabilidad de pasante y choque generados en su análisis por zonas de control por el programa Rocfall 3D.



Gráfica 9.1 Histograma de cantidad los bloques de rocas según posición horizontal.

9.4 Evaluación de resultados de la simulación de proyección de rocas en el sector de análisis 2

Se realizó una sección representativa en el subsector 1 del sector de análisis 2, debido a que los bloques de rocas en este punto tenían la posibilidad de llegar a la rampa y luego (en menor medida) poder llegar a la zona de operación inferior, por lo que se considera una zona crítica.

Luego del analizar con prácticamente los mismos parámetros (en cuanto tipo de terreno y propiedades físicas del bloque) como en el caso anterior, se obtuvieron resultados muy similares igualmente al de la **Figura 9.7**

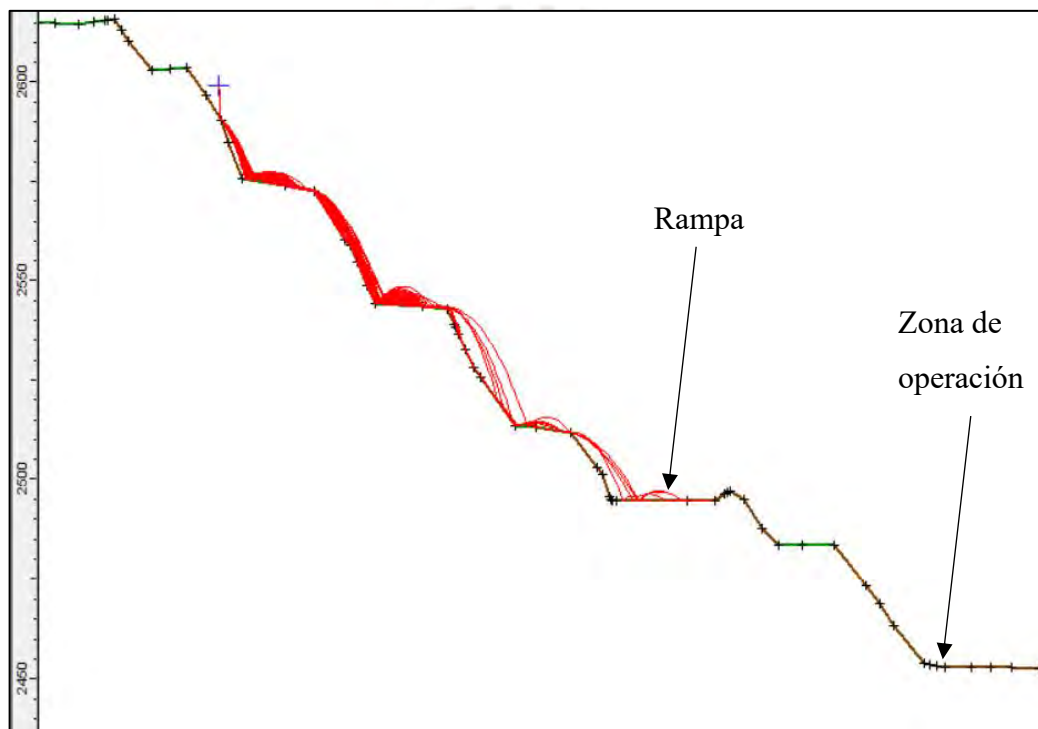


Figura 9.9 Simulación en 2D realizada en el software Rocfall que constatan los resultados obtenidos en las simulaciones 3D de esta zona.

Por otra parte, la distribución del histograma no dice que la cantidad de rocas que llegarían a la rampa es muy pequeña y ciertamente distribuida en su extensión, comparada con los bloques que terminan su recorrido en los niveles por encima de esta.

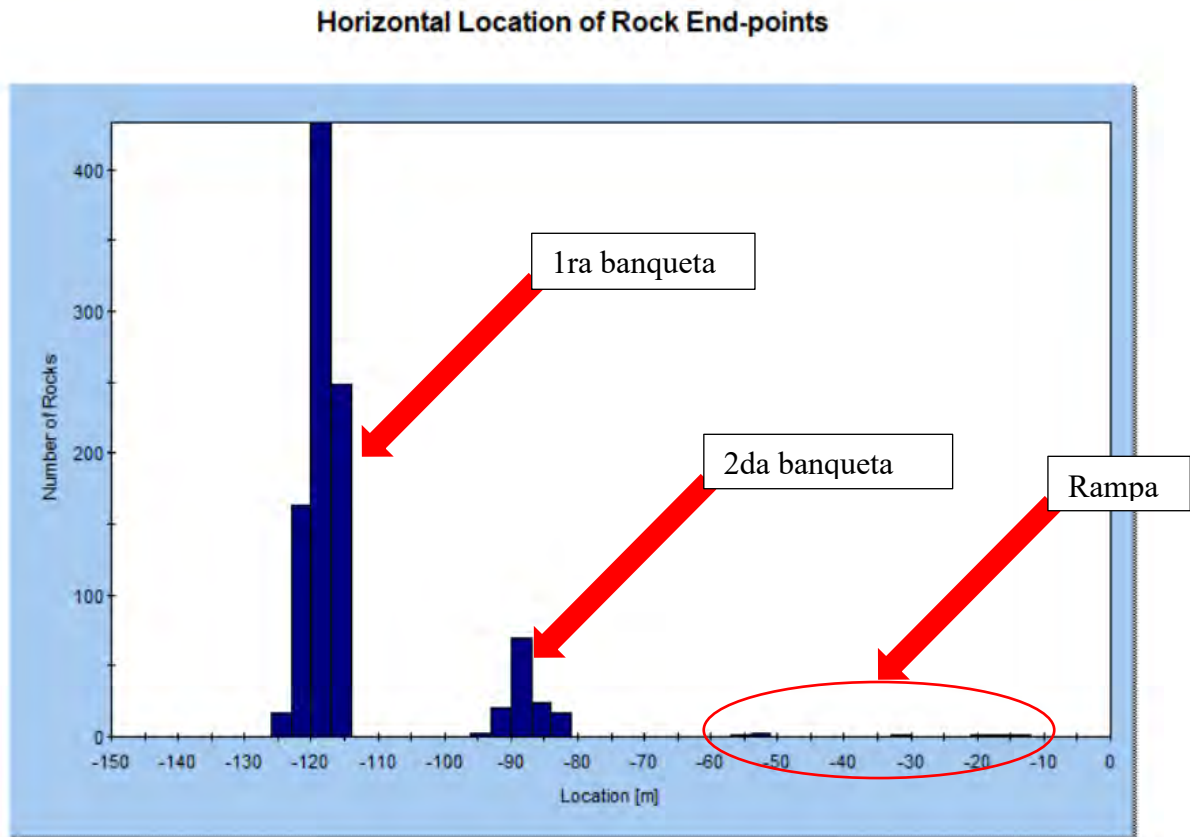


Figura 9.10 Histograma de cantidad los bloques de rocas según posición horizontal.

10 EVALUACIÓN DE ÁNGULOS DISEÑO GEOTÉCNICO A NIVEL DE BANCO (BFA)

Los ángulos geotécnicos actuales a nivel de banco (BFA) de los sectores de análisis 1 y 2 correspondientes a las fases operativas 1 y 2 del tajo han presentado problemas de caída de bloques de roca. Como se ha indicado anteriormente, los eventos de caída de rocas, a pesar de no ser un problema de inestabilidad grande, son suficiente para impactar de manera negativa a la operación. Se ha analizado este problema de caída de bloques de rocas en base al análisis estructural y con dicha información estructural se ha procedido a realizar el análisis cinemático y análisis probabilístico de los sectores de análisis 1 y 2 del tajo.

De acuerdo a los resultados del análisis cinemático y análisis probabilístico de los sectores de análisis 1 y 2, donde ha ocurrido eventos de caída de rocas, se ha obtenido valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla y probabilidad de falla. Así mismo, factores de seguridad menor a 1 en dichas zonas con eventos de caída de material. Estos resultados han permitido obtener la calibración adecuada de las propiedades de las estructuras, principalmente para las propiedades de resistencia, cohesión (c) y ángulo de fricción (ϕ), pues estas son

afectadas por influencia de los procesos operativos como la voladura e interacción con los equipos, incluso por efecto de la presencia de lluvias. Con la calibración adecuada, los resultados de los análisis cinemático y análisis probabilístico permiten identificar de manera específica zonas con potencial caída de bloques de rocas, los cuales son analizados a continuación:

10.1 Evaluación de resultados del análisis cinemático

En el sector de análisis 1 de la fase operativa 1 del tajo, se ha obtenido valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla para los bancos donde ha ocurrido caída de material como se muestra a continuación:

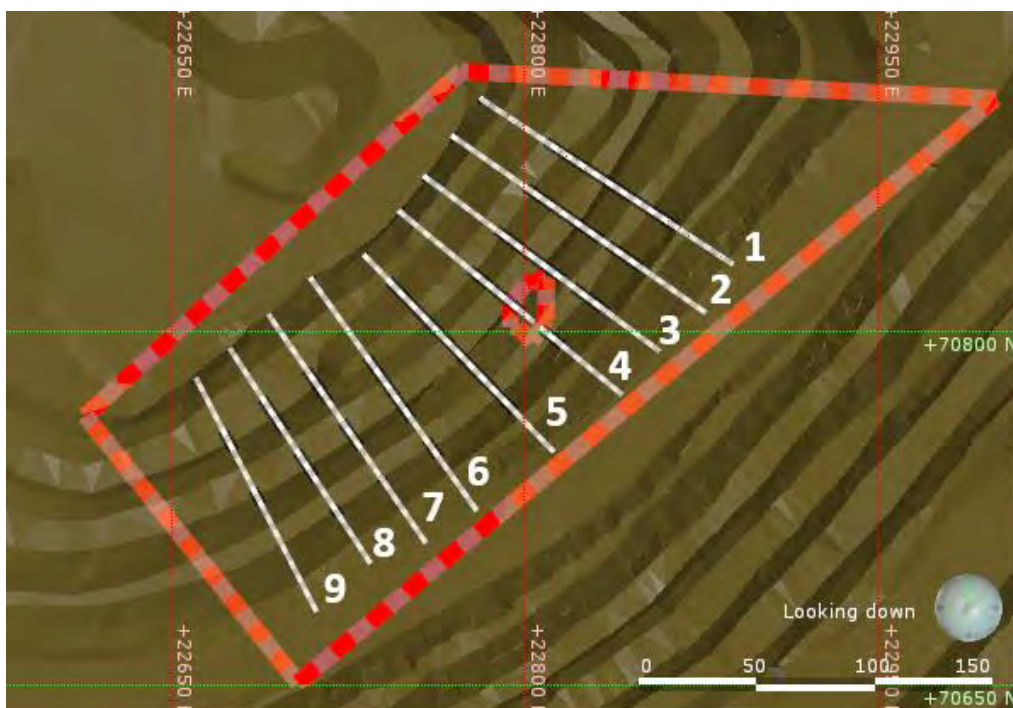
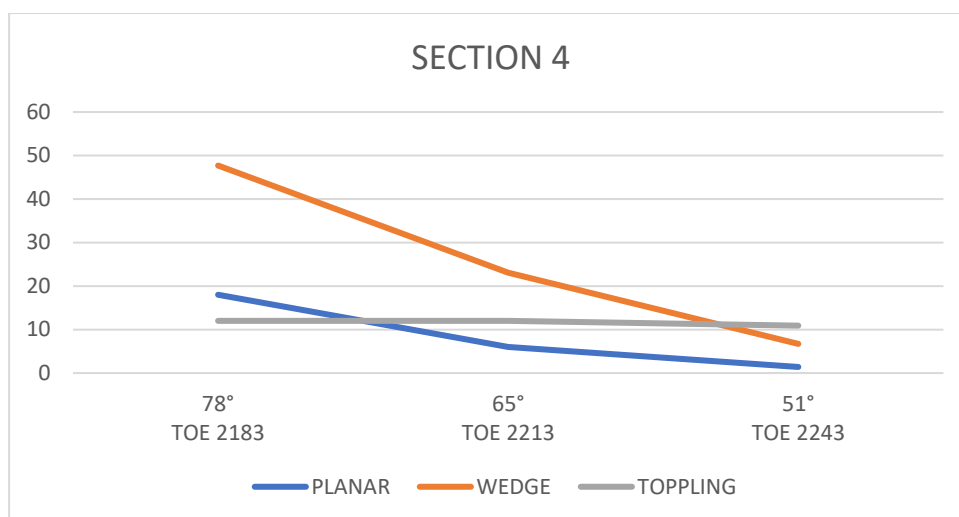
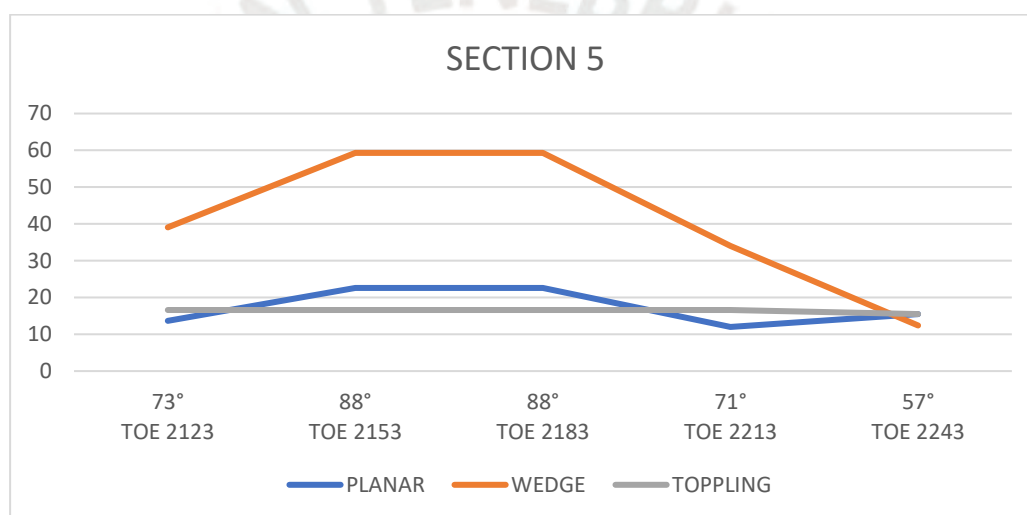


Figura 10.1 Secciones- Sector de análisis 1.



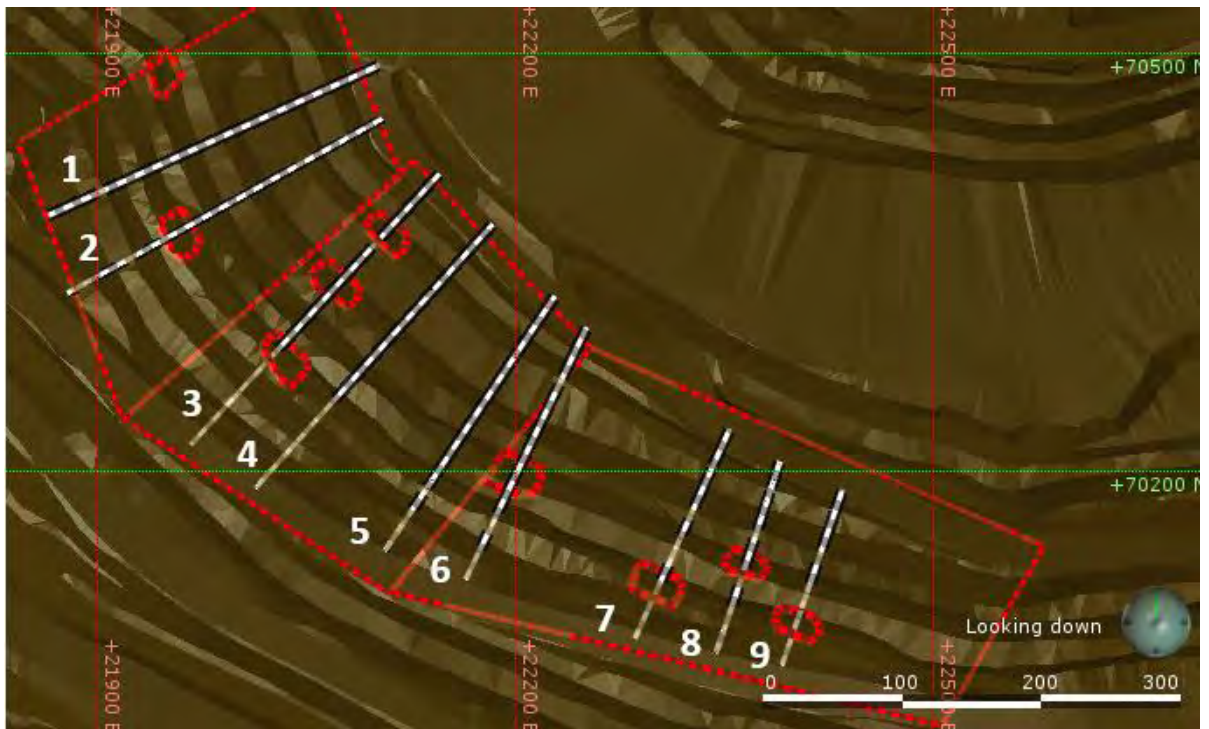
Gráfica 10.1 Caída de rocas en banco 2183-2213 - Sector de análisis 1



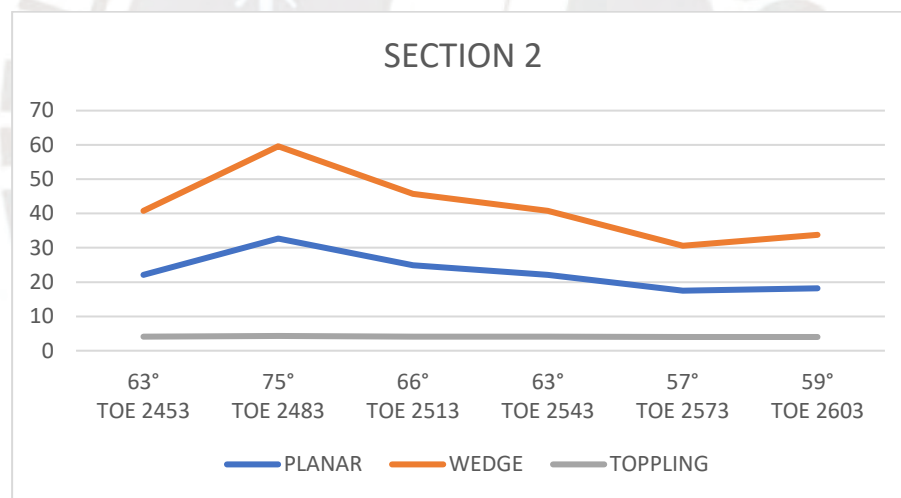
Gráfica 10.2 Potencial caída de rocas en banco 2153-2183 - Sector de análisis 1

De acuerdo al gráfico mostrado, se obtiene valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla para el evento de caída de rocas del banco 2183-2213 de la sección 4 del sector de análisis 1 del tajo. En base a ello, se puede identificar zonas con potencial caída de rocas como es el caso del banco 2153-2183 de la sección 5 del sector de análisis 1 del tajo.

Para el sector de análisis 2 y en los subsectores 2.1, 2.2 y 2.3 de la fase operativa 2 del tajo, también se comprueba los valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla y con ello poder identificar zonas con potencial caída de rocas de acuerdo a los resultados del análisis cinemático para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

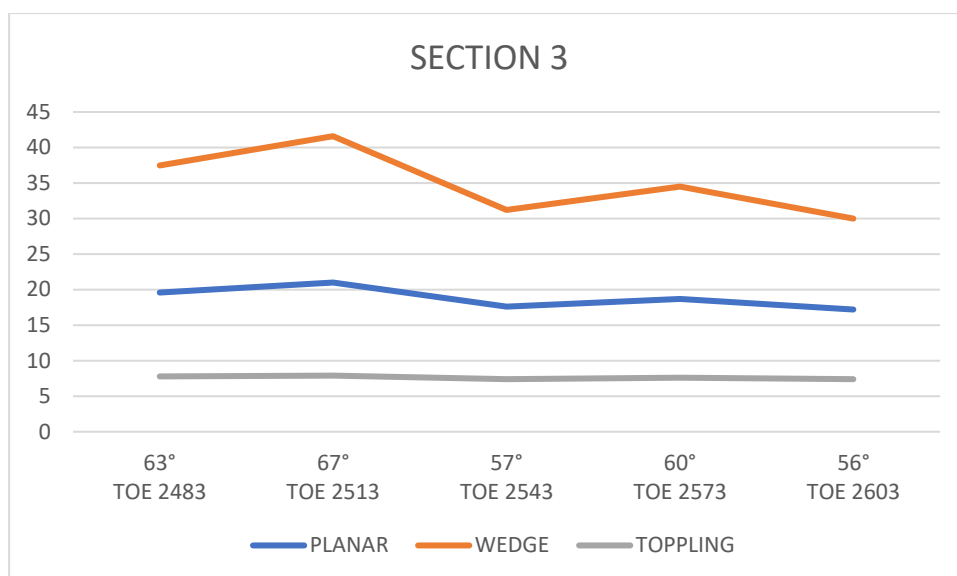


Gráfica 10.3 Secciones- Sector de análisis 2



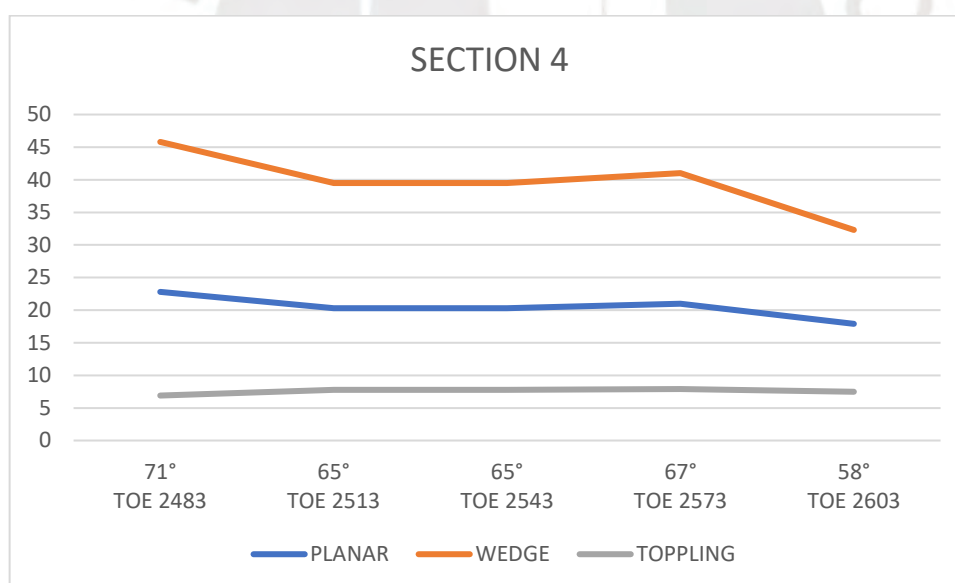
Gráfica 10.4 Caída de rocas en banco 2573-2603 - Subsector de análisis 2.1

En base al gráfico, para el banco 2573-2603 de la sección 2 del subsector de análisis 2.1 donde ocurrió caída de material se obtiene valor alto de probabilidad de ocurrencia de falla y con ello también se identifica para la misma sección en el banco 2483-2513 una potencial ocurrencia de caída de material.



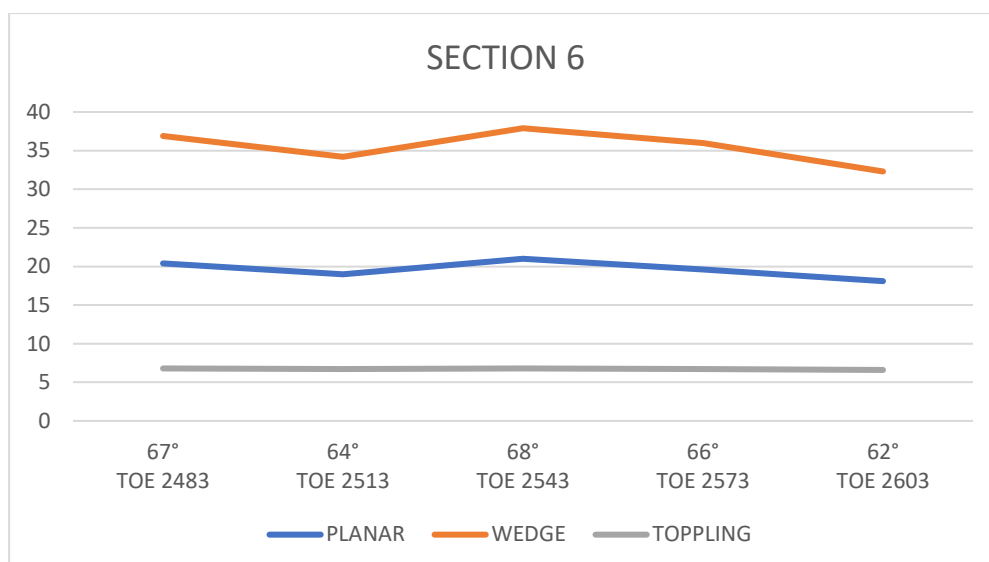
Gráfica 10.5 Caída de rocas en banco 2513-2543 - Subsector de análisis 2.2.

De acuerdo al gráfico, para el banco 2513-2543 de la sección 3 del subsector de análisis 2.2 donde ha sucedido caída de material se obtiene valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla.



Gráfica 10.6 Potencial caída de rocas en banco 2483-2513 - Subsector de análisis 2.2.

Los resultados comprobados de caída de rocas en la sección 3 del subsector de análisis 2.2 donde ocurrió caída de material, permite identificar para la sección 4 en el banco 2483-2513 una potencial ocurrencia de caída de rocas.



Gráfica 10.7 Caída de rocas en banco 2513-2543 - Subsector de análisis 2.3.

Con el gráfico, para el banco 2543-2573 de la sección 6 del subsector de análisis 2.3 donde ocurrió caída de material se puede comprobar un valor alto de probabilidad de ocurrencia de falla en dicho banco. Así mismo, se identifica para la misma sección en el banco 2573-2603 una potencial ocurrencia de caída de rocas.

10.2 Evaluación de resultados del análisis probabilístico de bloques de roca

En el sector de análisis 1 de la fase operativa 1 del tajo, se ha calibrado las propiedades de resistencia de las estructuras en base a los eventos de caída de rocas; es decir, se ha calibrado las propiedades de cohesión y fricción en base a simulaciones en el software Sblock hasta obtener factor de seguridad menor a 1 donde ha ocurrido los eventos de caída de material. Con las propiedades correctamente calibradas, se puede identificar zonas con potencial caída de bloques de rocas.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMI ENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIEN TO	FS (phi=27°)	PoF(%)	COMENTAR IOS
1	2183	2213	9.4	75	303	0.6	17	
	2213	2243	8.7	70	303	1.1	13	
	2243	2273	3.9	51	303	3	11	
2	2183	2213	12	79	305	0.6	12	
	2213	2243	5.4	70	305	1.1	14	
	2243	2273	2.8	48	305	3.2	11	
3	2183	2213	11.5	74	306	0.5	10	
	2213	2243	9.6	65	306	1.5	20	
	2243	2273	0	44	306	4.4	10	

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=27°)	PoF(%)	COMENTARIOS
4	2183	2213	11.5	78	310	0.4	14	Sliding
	2213	2243	8.9	65	310	1.6	10	
	2243	2273	5.4	51	310	1.8	11	
5	2123	2153	pit final	73	316	-	-	
	2153	2183	12.3	88	316	0.4	25	
	2183	2213	12.3	88	316	0.5	25	Potential
	2213	2243	7	71	316	0.6	24.4	
	2243	2273	6.3	57	316	1	22	
6	2183	2213	12.7	75	324	0.4	17	
	2213	2243	8.9	73	324	0.4	16	
	2243	2273	0	38	324	-	-	
7	2123	2153	pit final	63	325	-	-	
	2153	2183	20.9	66	325	0.9	15	
	2183	2213	13.4	70	325	0.5	20	
	2213	2243	8.9	64	325	1.9	9	
	2243	2273	0	32	325	-	-	
8	2123	2153	pit final	75	327	-	-	
	2153	2183	21.9	69	327	0.5	16	
	2183	2213	13.4	71	327	0.6	21	
	2213	2243	9.1	63	327	1.9	5	
9	2123	2153	pit final	70	333	-	-	
	2153	2183	19.8	69	333	0.8	20	
	2183	2213	13.4	65	333	3.8	7	
	2213	2243	8.6	59	333	6.3	6	

Tabla 10.1 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Sector de análisis 1.

De acuerdo a los resultados del análisis probabilístico de caída de bloques de roca, se ha podido explicar el evento de caída de rocas en el banco 2183-2213 de la sección 4 del sector de análisis 1. Adicionalmente, se ha podido identificar zonas con potencial deslizamiento de bloques de rocas como en el banco 2183-2213 de la sección 5, donde el factor de seguridad es menor a 1 y con valores relativamente altos de probabilidad de falla a nivel de banco.

En el sector de análisis 2 y en los subsectores 2.1, 2.2 y 2.3 de la fase operativa 2 del tajo, también se han calibrado de propiedades de las estructuras para comprobar que donde ha habido eventos de caída de bloques de roca los factores de seguridad sean menor a 1 de acuerdo a los resultados del análisis probabilístico. Con dicha calibración se pueda e identificar zonas con potencial caída de rocas para los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)	PoF(%)	COMENTARIOS
1	2453	2483	rampa	66	65	-	-	
	2483	2513	19.4	66	65	1.3	10	
	2513	2543	28.4	63	65	1.2	12	
	2543	2573	16.5	57	65	0.9	19	
	2573	2603	13.5	63	65	1	11	
	2603	2633	12.8	68	65	0.9	15	
2	2453	2483	rampa	63	61	-	-	
	2483	2513	19.3	75	61	0.2	21	Potential
	2513	2543	30.2	66	61	0.4	19	
	2543	2573	17.4	63	61	1.7	8	
	2573	2603	10.1	57	61	0.8	16	Sliding
	2603	2633	7	59	61	0.7	17	

Tabla 10.2 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.1.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)	PoF(%)	COMENTARIOS
3	2483	2513	13.3	63	42	0.7	21	Sliding
	2513	2543	32	67	42	0.7	21	Sliding
	2543	2573	12.6	57	42	1.2	10	
	2573	2603	11.8	60	42	0.9	20	Sliding
	2603	2633	9.4	56	42	1.2	13	
4	2483	2513	13.7	71	42	0.6	23	Potential
	2513	2543	32.1	65	42	0.8	22	
	2543	2573	19.5	65	42	0.7	23	
	2573	2603	15.5	67	42	0.7	23	
	2603	2633	9.4	58	42	1.2	14	
5	2483	2513	11.3	70	33	1.2	15	
	2513	2543	33.2	68	33	1.3	10	
	2543	2573	17.9	69	33	1	15	
	2573	2603	13.1	68	33	1.1	16	
	2603	2633	9.9	66	33	1.2	14	

Tabla 10.3 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.2.

SECTION	TOE	CREST	BERMA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	FS (phi=21°)	PoF(%)	COMENTARIOS
6	2483	2513	7.8	67	26	0.8	19	
	2513	2543	32.2	64	26	0.8	19	
	2543	2573	16.2	68	26	0.8	19	Sliding
	2573	2603	13.7	66	26	0.8	18	Potential
	2603	2633	16.1	62	26	0.8	17	
7	2513	2543	14.4	55	24	0.8	20	
	2543	2573	11.6	64	24	0.8	21	Potential
	2573	2603	22.8	72	24	0.7	23	Sliding
8	2513	2543	14.6	67	19	1	23	
	2543	2573	17.1	68	19	0.9	21	Sliding
	2573	2603	18.5	71	19	0.8	25	
9	2513	2543	14.3	60	20	0.9	24	
	2543	2573	14.1	65	20	0.8	23	
	2573	2603	13.8	65	20	0.8	23	Sliding

Tabla 10.4 Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.3

De acuerdo a los resultados mostrados del análisis probabilístico de caída de bloques de roca de los subsectores de análisis 2.1, 2.2 y 2.3, se ha podido verificar factores de seguridad menor a 1 donde ha habido eventos de deslizamiento de bloques de rocas a nivel de banco. Así como, identificar bancos con potencial riesgo de caída de bloques en base a factores de seguridad menor a 1 y con probabilidad de falla por encima de lo aceptable, que para el caso de esta mina es hasta 20% de aceptabilidad de probabilidad de falla a nivel de banco.

10.3 Evaluación de resultados proyección de rocas

Según los resultados obtenidos por las simulaciones en el programa Rfall 3D, se observó que la mayoría bloques desprendidos terminan siendo contenidos por las banquetas y no llegan a las zonas de interés de la operación (rampa y zona de operación) en más de un 90% de los casos. En la siguiente tabla se tiene el resumen de todas las simulaciones realizadas por zona de interés y subsector:

Zona de interés	sub sector	Análisis	Nivel de reposo de los bloques	Probabilidad máxima de choque + pasante en el nivel de reposo (%)
zona 01	1	1	Nv. 2543	1.32
zona 02	1	1	Nv. 2573	14.12
		2	Nv. 2483	8.4
	2	1	Nv. 2513	6.97
		2	Nv. 2513	11.65
		3	Nv. 2483	12.3
		4	Rampa	2.8
	3	1	Nv. 2513	13.24
		2	Nv. 2543	1.76
		3	Nv. 2573	8.4
		4	Nv. 2513	2.2
		5	Nv. 2543	13.2
6		Nv. 2543	4.4	

Tabla 10.5 Resumen de resultados de las simulaciones de caída de rocas con el software Rfall 3D

(*) Esta columna nos indica cuales fueron los niveles en los cuales las rocas terminaron su recorrido y se encuentran en reposo

(**) Esta columna indica la probabilidad máxima de que una celda de análisis sea golpeada o tenga una roca pasante en dicho nivel final de reposo para las rocas.

Como se ve en la Tabla 10.5 que la zona más crítica está en la zona 2, subsector 2, en el análisis 4; donde las rocas desprendidas desde el Nv. 2513 llegan con una probabilidad máxima de 2.8% a la rampa. Esta probabilidad es lo suficientemente alta como para considerar que, en caso de algún tipo de fallo en el banco, los bloques sí llegarían a la rampa (según calibraciones de campo realizadas con desprendimientos ya ocurridos en la zona).

El análisis de esta zona crítica para la seguridad también nos dio información sobre la velocidad de los bloques iterados, como se observa en la Figura 10.2 las velocidades promedio con las que se llega a impactar la rampa están dentro de un rango de 10 a 20 m/s.

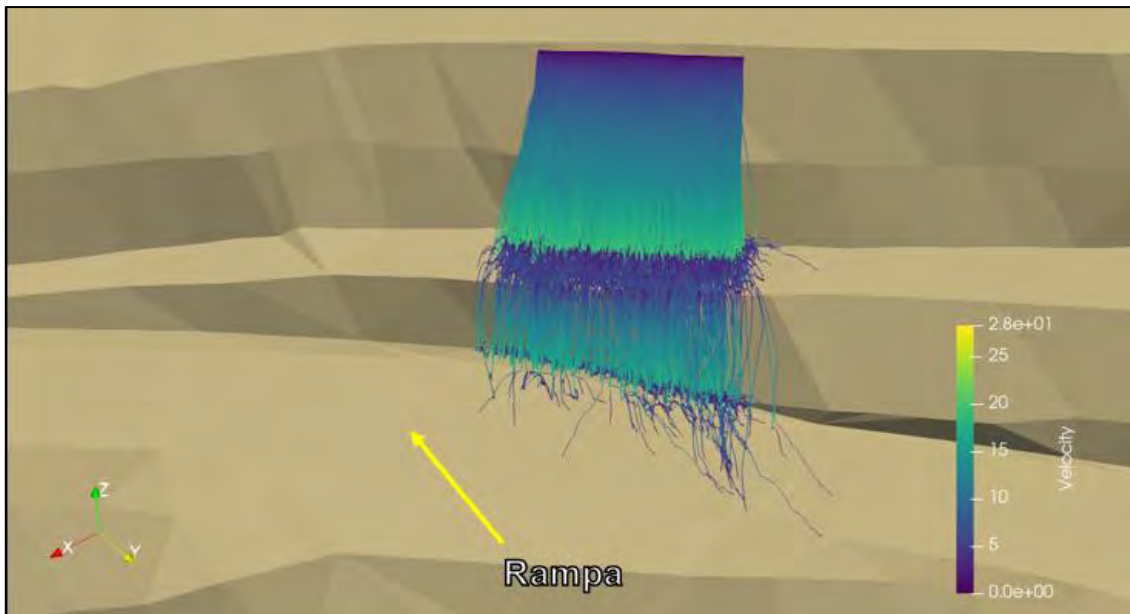


Figura 10.2 Resultado de todas las iteraciones mostrando una distribución de la velocidad de los bloques en su recorrido del sector de análisis 2 del sub sector 2.

Por otra parte, el análisis de la energía nos indica que ciertas zonas de la rampa más pegadas al banco, es donde las rocas pasantes tendrán la mayor cantidad de energía (en un rango de 8000 a 12000 Joules) suficiente como para causar daños a equipos y personal que se encuentre en la zona, aun si la roca tiene una masa menor a 50 kg.

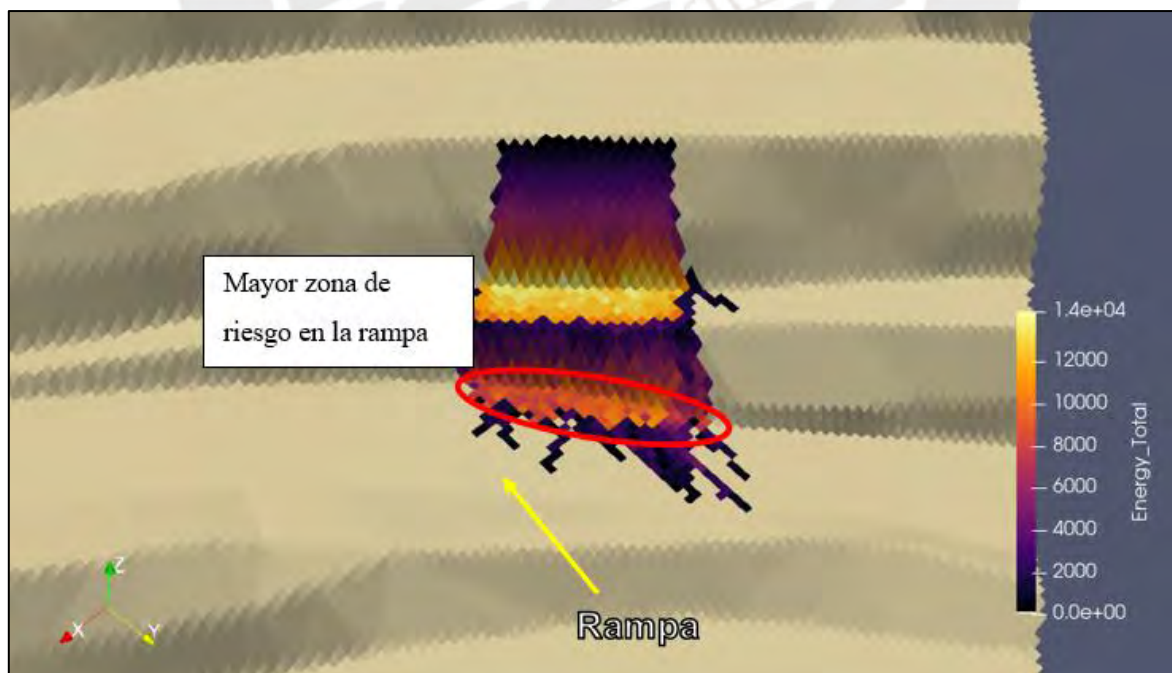


Figura 10.3 Distribución de energía total distribuida del sector de análisis 2 del sub sector 2.

10.4 Consideraciones de reducción de bermas en los bancos

De acuerdo a la evaluación de los resultados cinemático y análisis probabilístico en los sectores de análisis 1 y 2 del tajo, se ha demostrado que para algunas zonas específicas donde el ángulo geotécnico actual a nivel de banco (BFA) presenta un factor de seguridad menor a 1 y una probabilidad de falla no aceptable para la seguridad física del personal de la mina; así como, para la operación sería recomendable considerar reducir el BFA en dichas zonas puntuales. Como consecuencia de la propuesta de reducción de BFA de los bancos actuales con factor de seguridad menor a 1, se pierde ancho de banqueteta del banco inmediato superior, pero el mayor riesgo se controla al reducir el ángulo del BFA.

10.5 Consideraciones de voladura para cumplimiento de los BFA

En consideración a la pérdida de banqueteta por recomendación de reducción del BFA, se sugiere adicionalmente un control adecuado sobre la voladura para no perder aún más los anchos de banqueteta. Los proyectos de voladura, principalmente, los proyectos de control podrían generar daños en el talud.

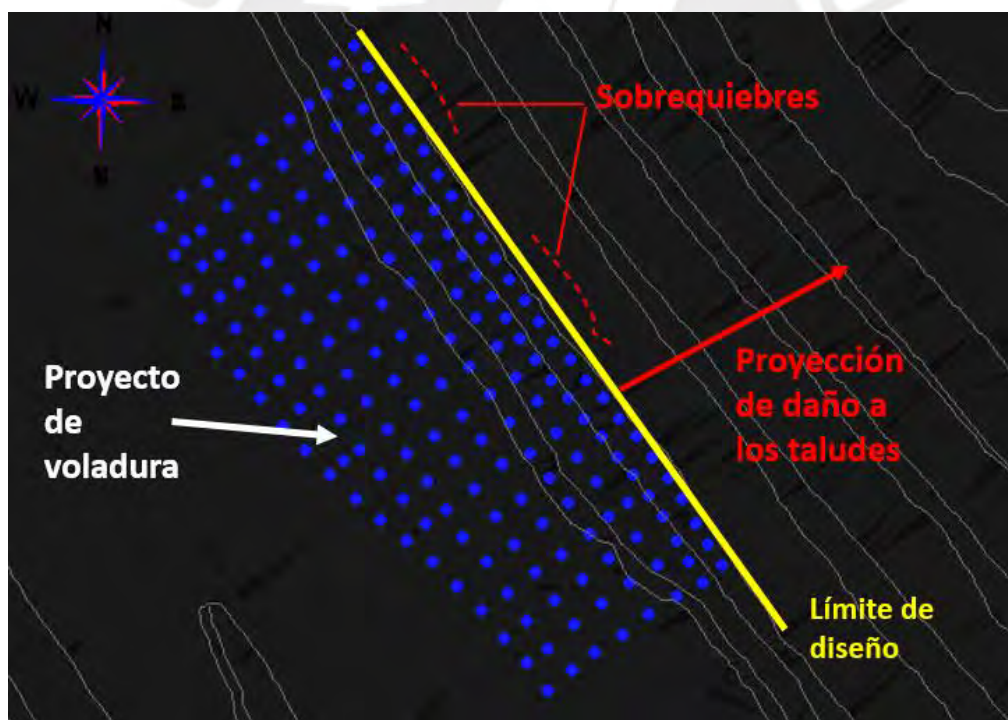


Figura 10.4 Pérdidas de banqueteta por influencia de voladura – Sector de análisis 1.

Las pérdidas de banquetetas se deben por causas como generación de sobrequeiebres, los cuales son estructuras de la roca que se han abierto y sobrepasan el límite de diseño por efecto de la voladura.

11 EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL IMPACTO DE CAÍDA DE ROCAS A NIVEL DE BANCO EN LA OPERACIÓN MINERA

11.1 Impactos operativos de caída de rocas en los sectores de análisis

Las caídas de roca representan un riesgo para la seguridad física de la mina y para la seguridad del personal que trabaja. Los bloques de roca con potencial deslizamiento podrían proyectarse hasta la banqueta inmediata inferior, pero también podrían proyectarse hasta llegar a las rampas operativas y así dañar camiones, equipos livianos u algún otro equipo y con ello ocasionar incluso lesiones o pérdidas de vidas humanas. Por ello, se ha realizado los análisis cinemático y análisis probabilístico que permiten identificar los potenciales deslizamiento de bloques a nivel de banco y posteriormente evaluar la proyección de caídas de rocas (en 2D y 3D) hacia niveles inferiores incluso hasta el nivel de las rampas operativas. En caso rocas proyecten hasta la rampa, se procede a evacuar a todo el personal y equipos que trabajen cerca al sector; seguido, se restringe el acceso a la rampa a la cual podría continuar proyectando más bloques de roca.



Figura 11.1 Proyección de rocas a nivel de rampa operativa- pared noroeste del tajo.

Como se muestra en la imagen, ha habido proyección de rocas hasta el nivel de la rampa para el sector indicado con lo cual se interrumpe el ciclo de minado de la operación debido al cierre temporal de la rampa, la cual ha está cerrada frecuentemente por varios eventos de caída

de rocas. Así mismo, como consecuencia de la restricción de este sector, se disminuye la productividad de las actividades de ingeniería y/o servicios generales en dicho sector. También, la limpieza del material proyectado hacia la rampa implica tiempo y costo adicional.

En base a la indicado, los camiones optan por rutas alternas para continuar con la producción como se muestra a continuación:

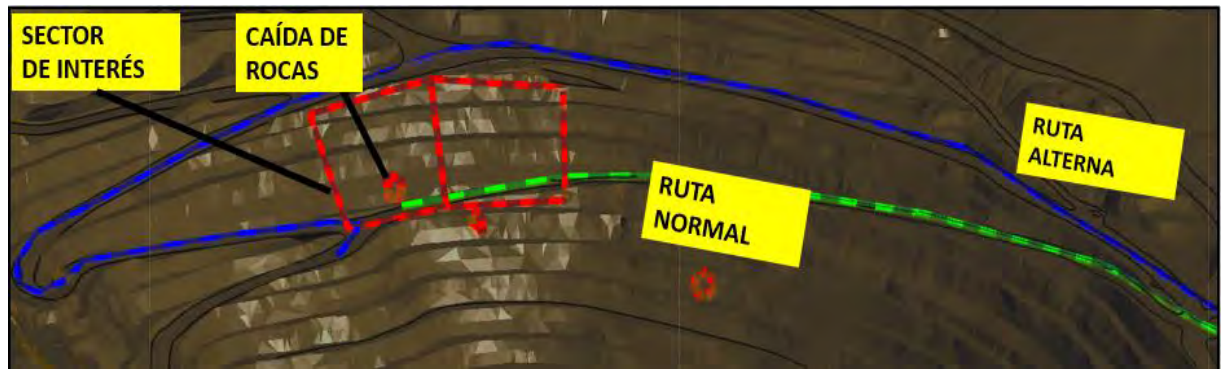


Figura 11.2 Ruta alterna para camiones debido a restricción temporal de rampa noroeste del tajo a causa de proyección caída de rocas.

Se opta por rutas alternas de mayor longitud de recorrido para los camiones, lo cual implica un incremento en el costo de acarreo. Este caso de incremento de costo de acarreo es evaluado en el posterior análisis económico.

11.2 Evaluación económica de caso del incremento de costo de transporte en fase 1

Para el caso anteriormente presentado de proyección de caída de rocas hasta la rampa noroeste del tajo, se ha optado por una ruta alterna que representa aproximadamente el doble de la longitud de la ruta normal. En este sector del tajo, los camiones llevan principalmente mineral de las palas 1, 2 y 3 hacia la planta de procesos como se muestra a continuación:

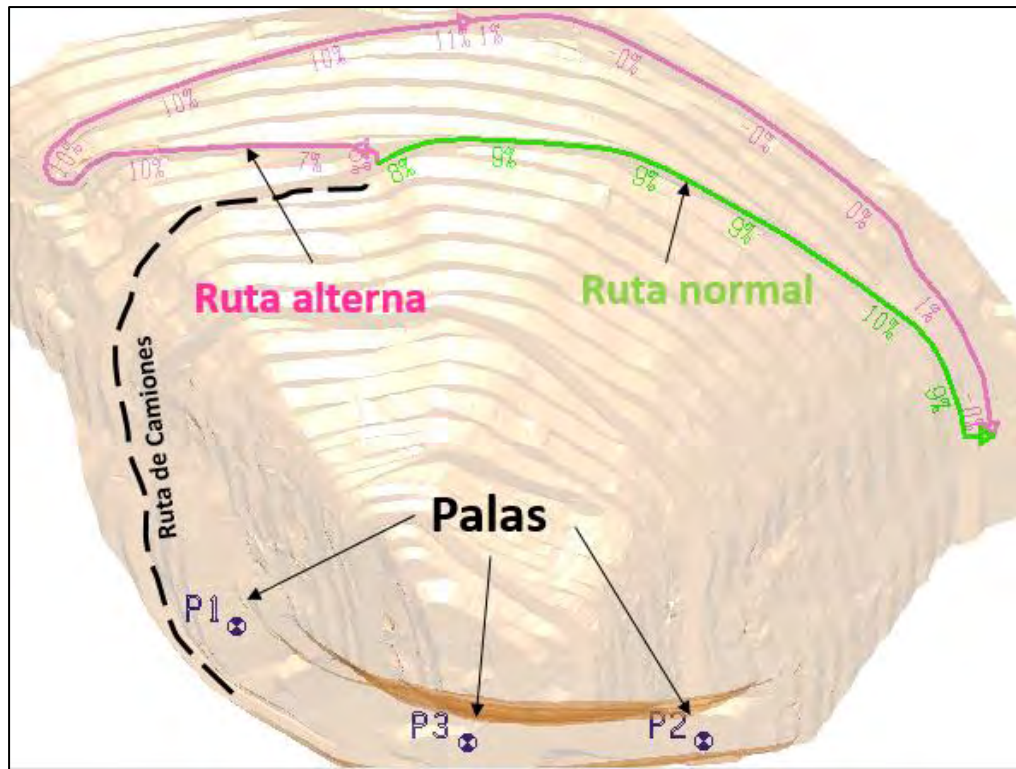


Figura 11.3 Ruta de camiones con destino a planta de procesos- talud noroeste del tajo.

Como se muestra en la imagen, los camiones optan por la ruta alterna cuando se restringe la ruta normal debido a eventos de caída rocas. Las palas P&H 4100XPC tienen una capacidad de carga de 100,000 TPD (toneladas por día) y actualmente trabajan con dicha capacidad y extraen principalmente mineral; es decir, diariamente, se extrae de dicho sector aproximadamente 300,000 TPD de mineral que es acarreado por camiones CAT793, los cuales tiene una capacidad de carga de 245 ton.

Para el caso presentado a analizar, será importante calcular el incremental en el costo de transporte debido a la opción de la ruta alterna, por lo cual es necesario conocer la capacidad de camiones; así como, el costo y velocidades de acarreo para los camiones:

PAYLOAD	
Truck	TM
CAT793	245

Capacidad de carga de camiones CAT793

COSTO HORARIO	
Truck	\$/Hr
CAT793	346.21

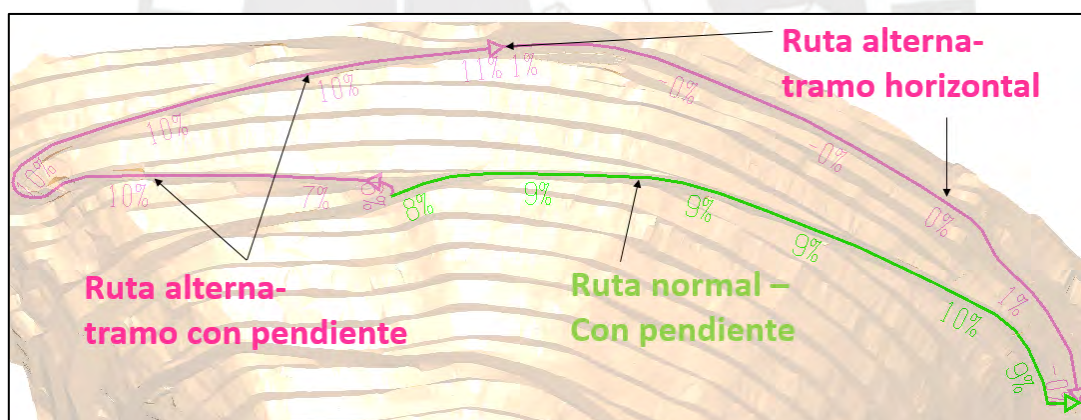
Costo de acarreo de camiones CAT793

CUADRO VELOCIDADES (km/hr)				
	Velocidad	Cargado	Vacío	PENDIENTE
CAT793	Subida	11.46	24.43	mayor a 4%
	Bajada	20.88	38.65	menor a 4%
	Horizontal	22.89	29.08	entre +- 4%

Tabla 11.1 Velocidades de camiones CAT793.

Se muestra la distribución de velocidades de los camiones y se puede observar que se presenta diferentes velocidades en subida, bajada y horizontal para los casos que el camión se encuentra cargado o vacío. Se considera un tramo horizontal si tiene pendiente entre $\pm 4\%$; pendiente en subida o bajada si es superior o menor a 4% .

En el tajo, generalmente la rampa presenta una pendiente de 10% y se analiza para la ruta normal y la ruta alterna como se presenta la pendiente en su recorrido como se muestra a continuación:



Gráfica 11.1 Pendiente de ruta normal y ruta alterna- talud noroeste del tajo.

Se puede observar que la ruta normal presenta una pendiente mayor a 4% ; es decir, los camiones en ida viajan cargados con una velocidad de 11.4 km/hr y en retorno, viajan vacíos a una velocidad de 38.65 km/hr. La ruta alterna presenta un tramo con pendiente (mayor a 4%) y un tramo horizontal (entre $\pm 4\%$ de pendiente); con ello, los camiones viajan en el tramo con pendiente en ida con una velocidad de 11.4 km/hr y en retorno con una velocidad de 38.65 km/hr y para el tramo horizontal, en ida cargado con una velocidad de 22.89 km/hr y en retorno vacío con una velocidad de 29.08 km/hr.

Se considera que el incremental de costo de transporte se debe al tiempo variable adicional requerido en la ruta alterna en comparación a la ruta normal. No se considera el tiempo fijo de los camiones pues este no es afectado al optar por la ruta alterna.

La cantidad de viajes requeridos para transportar las 300,000 TPD de mineral del sector sería la división de dicho valor entre la capacidad de carga del camión, 245 TM; es decir, se requiere 1224 viajes por día para acarrear 300,000 TPD de mineral a la planta de procesos. Esta consideración se utiliza para el cálculo del incremental de costo de acarreo y se considera también que se dispone en la operación con la cantidad de camiones disponibles para completar dicho trabajo.

Se calcula el incremental de costo por día en base al incremental por viaje al optar por la ruta alterna en vez de la ruta normal. En los costos para cada ruta, se considera los tiempos requeridos diferentes, debido a las velocidades diferentes en cada tramo de ambas rutas.

RUTA ALTERNA- tramo con pendiente mayor a 4%	
Longitud(km)	1.34
Velocidad subida cargado (km/hr)	11.46
Velocidad bajada vacío (km/hr)	38.65
tiempo total variable (hr)	0.15
Costo por viaje (\$)	52.48

Ruta alterna- tramo con pendiente

RUTA ALTERNA- tramo horizontal +- 4% de pendiente	
Longitud(km)	1.45
Velocidad horizontal cargado (km/hr)	22.89
Velocidad horizontal vacío (km/hr)	38.65
tiempo total variable (hr)	0.10
Costo por viaje (\$)	34.92

Ruta alterna- tramo horizontal

RUTA NORMAL- pendiente mayor a 4%	
Longitud(km)	1.48
Velocidad subida cargado (km/hr)	11.46
Velocidad bajada vacío (km/hr)	38.65
tiempo total variable (hr)	0.17
Costo por viaje (\$)	57.97

Ruta normal- con pendiente

Finalmente, se obtiene el incremental de costo de acarreo por día que esté cerrada la rampa por eventos o potenciales eventos identificados de caída de rocas en dicho sector:

RUTA ALTERNA (\$)	87.40
RUTA NORMAL (\$)	57.97
INCREMENTAL COSTO POR VIAJE (\$)	29.44
MINERAL POR DÍA (TM)	300,000
VIAJES POR DÍA	1,224
TOTAL INCREMENTAL POR DÍA (\$)	36,030

Tabla 11.2 Incremental de costos de acarreo por día en rampa noroeste del tajo cerrada por eventos de caída de rocas.



12 CONCLUSIONES

- Se ha realizado el levantamiento de información estructural en campo, para posteriores análisis cinemático y análisis probabilístico, mediante el uso dron. El dron ha permitido y presenta la ventaja de acceder a zonas de paredes altas, zonas con potenciales caídas de rocas de los sectores de análisis del tajo sin necesidad de exposición de la seguridad del personal que pilota el dron gracias a la aplicación de planes de vuelos programados.
- La información recuperada por el dron, que son principalmente fotos, ha sido procesada hasta obtener el modelo fotogramétrico 3D y nube de puntos de los sectores de análisis del tajo. Con ello, se ha podido delimitar en 3D las estructuras del macizo rocoso.
- La información estructural obtenida mediante el procedimiento previamente indicado ha sido validada mediante el software estadístico Minitab. Se ha comprobado la distribución estadística lognormal para el buzamiento y dirección de buzamiento y distribución exponencial negativa para la persistencia aparente y espaciamiento de cada familia estructural de los sectores de análisis del tajo en estudio.
- En base a la información estructural procesada y validada, se ha procedido con el análisis cinemático en los sectores de análisis. Para cada sector de análisis, se ha comprobado, de acuerdo a lo esperado, valores altos de probabilidad de ocurrencia de falla donde ha ocurrido eventos de caída de rocas. En el sector de análisis 1, se ha obtenido un valor superior a 40% de probabilidad de ocurrencia de falla en el banco ubicado entre los niveles 2183–2213 de la sección 4, donde ocurrió evento de caída de material. En base a dicha referencia, se ha identificado potenciales caídas de rocas en el mismo banco, pero de la sección 5 del sector de análisis 1. Así mismo, en el sector de análisis 2, se ha obtenido valores superiores a 35% de probabilidad de ocurrencia de falla para los bancos 2573-2603 (sección 2 – subsector 2.1); 2483-2513, 2513-2543, 2573-2603 (sección 3 – subsector 2.2), y 2543-2573 (sección 6 – subsector 2.3), 2573-2603 (sección 7 – subsector 2.3), 2543-2573 (sección 8 – subsector 2.3), 2573-2603 (sección 9 – subsector 2.3). En base a dichos eventos de caída de material, se identifica potenciales caída de rocas en los bancos 2483-2513 (sección 2 – subsector 2.1); 2483-2513 (sección 4 – subsector

2.2) y 2573—2603 (sección 6 – subsector 2.3), 2543-2573 (sección 7 – subsector 2.3).

- Se ha realizado, adicional al análisis cinemático, el análisis probabilístico de caída de bloques de rocas en los sectores de análisis del tajo. El análisis probabilístico a diferencia del análisis cinemático presenta la ventaja de que incluye la persistencia aparente y espaciamiento de las estructuras, con lo cual se aprovecha mejor la información estructural obtenida mediante el uso del dron. Se ha realizado la calibración de las propiedades de resistencia, cohesión (c) y ángulo de fricción (ϕ), de las estructuras en los sectores de análisis en base a los eventos de caídas de material ocurridos; es decir, se ha obtenido factor de seguridad menor a 1 y probabilidad de falla alto generalmente superior a 15-20% en dichos eventos de caídas de material. Con ello, se ha podido identificar las potenciales caídas de rocas en los bancos de los niveles 2183–2213 (sección 5 - sector 1); 2483-2513 (sección 2 – subsector 2.1); 2483-2513 (sección 4 – subsector 2.2) y 2573—2603 (sección 6 – subsector 2.3), 2543-2573 (sección 7 – subsector 2.3).
- Según los resultados dados por el Rfall 3d en la zona de interés 2, se puede concluir que la probabilidad de que bloques de roca caigan a la zona de operación es casi cero; sin embargo, en la misma zona se tiene sub sectores donde el riesgo de que los bloques lleguen hasta la rampa es mucho mayor y más probable que suceda si se da una falla.
- En la zona de interés 1, se puede comprobar por el análisis en 3D y en 2D de caída de rocas, que es muy poco probable que bloques de roca grandes (50Kg aproximadamente) lleguen al fondo del pit; quedando estas retenidas casi en su totalidad en la tercera banqueta por debajo de la zona de falla.
- Según los resultados de análisis de caída de rocas, se puede deducir que para las condiciones de diseño lo los bancos y bermas (30 m de alto y de 9-12 m de ancho), estas retienen la gran mayoría de los bloques hasta luego de 2 niveles por debajo del punto de falla.
- En base a los resultados de los análisis cinemático y análisis probabilístico en los sectores de análisis del tajo, se concluye que los ángulos geotécnicos BFA actuales presentan potenciales caída de rocas en los bancos específicos anteriormente mencionados, con lo cual también presenta posibles impactos en la operación como

cierre temporal de rampas e incremento en el costo de acarreo al optar los camiones por rutas alternas y de mayor longitud.

- Para el caso evaluado de incremento de costos de acarreo, los camiones optan por una ruta de doble longitud normal debido al cierre temporal de la rampa noroeste del tajo. Ello implica que por cada día de cierre de dicha rampa el costo variable incremental es de 36,030 \$/ día para la cantidad actual de mineral transportado de 300,00 TPD por dicha ruta. Por otro lado, las actividades de ingeniería y servicios generales también son afectadas en su productividad debido a que no solo la rampa es restringida sino todo el sector con potencial caída de material.

13 RECOMENDACIONES

- Como oportunidad de mejora en la operación y con propósito de acelerar el procedimiento del presente estudio en zonas con potenciales caídas de rocas, se sugiere adquirir adicionalmente drones Phantom 4 RTK, los cuales presentan la bondad de requerir pocos puntos de control (4-5 puntos en campo) y con ello trabajar de manera más rápida el posterior procesamiento de fotos hasta obtener la nube de puntos o el modelo fotogramétrico 3D de las zonas en análisis. Estos equipos son relativamente económicos (bajo costo) en comparación a las potenciales pérdidas económicas que podría implicar el cierre temporal de una rampa operativa como se ha indicado anteriormente.
- Se recomienda tener mayor atención en la limpieza de las bermas de los niveles 2483 y 2573 en el subsector 1 y 2 del sector de análisis 2, donde según los resultados de caída de rocas se puede apreciar que habrá una mayor cantidad material retenido por posibles fallas.
- Una de las zonas más críticas es la berma del Nv. 2483 del análisis 4 del sub sector 2 de la zona de interés 2, es por ello que se recomienda aumentar las medidas de seguridad en este punto por su potencial de riesgo a afectar la rampa y al personal que se encuentre en este punto.
- Se sugiere reducir los ángulos geotécnicos BFA actuales, principalmente los más críticos en sectores específicos y bancos específicos, para con ello reducir el riesgo de caída de rocas en los sectores de análisis, aumentar el factor de seguridad superior a 1 y reducir la probabilidad de falla. El banco 2183–2213 (sección 5 - sector 1) presenta un BFA de 88° y en base a los resultados de las secciones adyacentes en el

sector de análisis 1, con similar buzamiento y dirección de buzamiento del talud, se sugiere reducir el BFA hasta 70° , condición en la cual el factor de seguridad aumentaría hasta 1.1. De ser factible operativamente, la reducción del BFA entonces se debe considerar que el ancho de berma del banco inmediato superior se reduce, pero predomina la decisión de reducir el BFA debido a que es mayor el riesgo de la potencial caída de rocas y proyección hacia bancos inferiores o incluso llegar hasta la rampa operativa. Con lo mencionado sobre la pérdida de berma, se debe considerar un adecuado control de voladura para evitar lo mayor posible sobrequebres (que implica pérdida de berma) debido a banquetas con poca capacidad de contención facilitarían la proyección de caída de rocas hacia niveles inferiores del sector de análisis. Así mismo, y en consideración de lo indicado para la reducción del BFA en el sector de análisis 1, se sugiere la reducción de los BFA en los bancos de los niveles 2483-2513 (sección 2 – subsector 2.1); 2483-2513 (sección 4 – subsector 2.2) y 2573—2603 (sección 6 – subsector 2.3), 2543-2573 (sección 7 – subsector 2.3).

- Finalmente, se sugiere realizar el procedimiento planteado en el presente estudio de manera regular debido a que el tajo en estudio presenta frecuentes problemas de caída de rocas a nivel de banco con proyección, en ocasiones, hacia las rampas operativas y ello implica su cierre temporal. Para el caso del cierre temporal de la rampa noroeste del tajo, el tiempo total fue de 4 semanas en el periodo de lluvias (diciembre a marzo) donde se presenta mayor aceleración de los bloques de roca con potencial deslizamiento en el tajo. Esto ha representado un incremento total en el costo de transporte superior a \$ 1 millón solo para los eventos de caída de rocas en dicha rampa.

14 BIBLIOGRAFÍA

- Gibson, W. (2020). RFall 3d (Nº de versión 4.06). Windows. Perth, Australia.
- Goodman, R. and Shi, G.H. (1985) Block theory and its application to rock engineering, Prentice Hall, USA.
- Read, J., Stacey, P., & CSIRO (Australia). (2009). Guidelines for open pit slope design. Collingwood, Vic: CSIRO Publishing
- IDS GeoRadar (2019). Radares Antamina [Diapositiva de PowerPoint].
- Herbas, E. (2019). Fotogrametría Antamina [Diapositiva de PowerPoint].
- S. Mononen & M. Suikkanen (2016). Critical real time radar monitoring of sub-bench failures at Yara Suomi Oy Siilinjärvi open pit mine (Finland). Rock mechanics and rock engineering from the past to the future, pp. 579-584.
- Hormazabal, E, Veramendi, R, Barrios, J, Zuñiga, G & Gonzalez, (2013), 'Slope design at Cuajone Pit, Peru', in PM Dight , *Proceedings of the 2013 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 527-539.
- Hormazabal, E, Veramendi, R, Barrios, J, Zuñiga, G & Gonzalez, (2013), 'Slope design at Cuajone Pit, Peru', in PM Dight (ed.), *Proceedings of the 2013 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 527-539
- Garcia,I, Kerguelen, A & Sfriso, A, (2016), Análisis de probabilidad de caída de un bloque en la mina San Gregorio: aplicación de una herramienta de simulación estocástica. Congreso Argentino de mecánica de suelos e ingeniería geotécnica.
- Avutia,D & Dlokweni,T. (2016). Mine closure rock fall Hazard and risk analysis study. Rock mechanics and rock engineering from the past to the future, pp. 1281-1286.
- Tuckey, Z. (2012). An integrated field mapping-numerical modelling approach to characterising discontinuity persistence and intact rock bridges in large open pit slopes. M.Sc. Thesis, Simon Fraser University, Burnaby, Canada.

15 ANEXOS



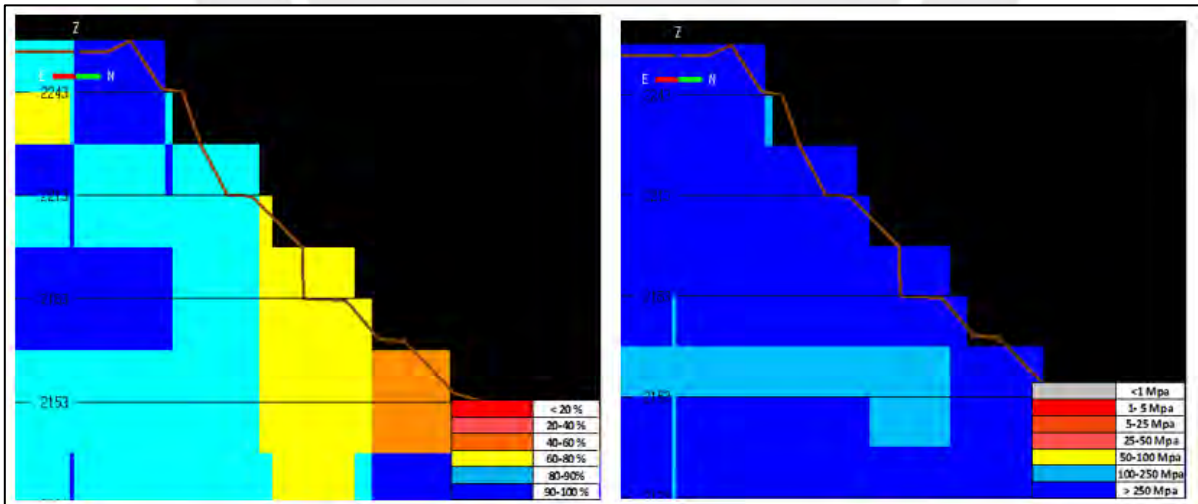
ANEXOS

1. Sectores de análisis

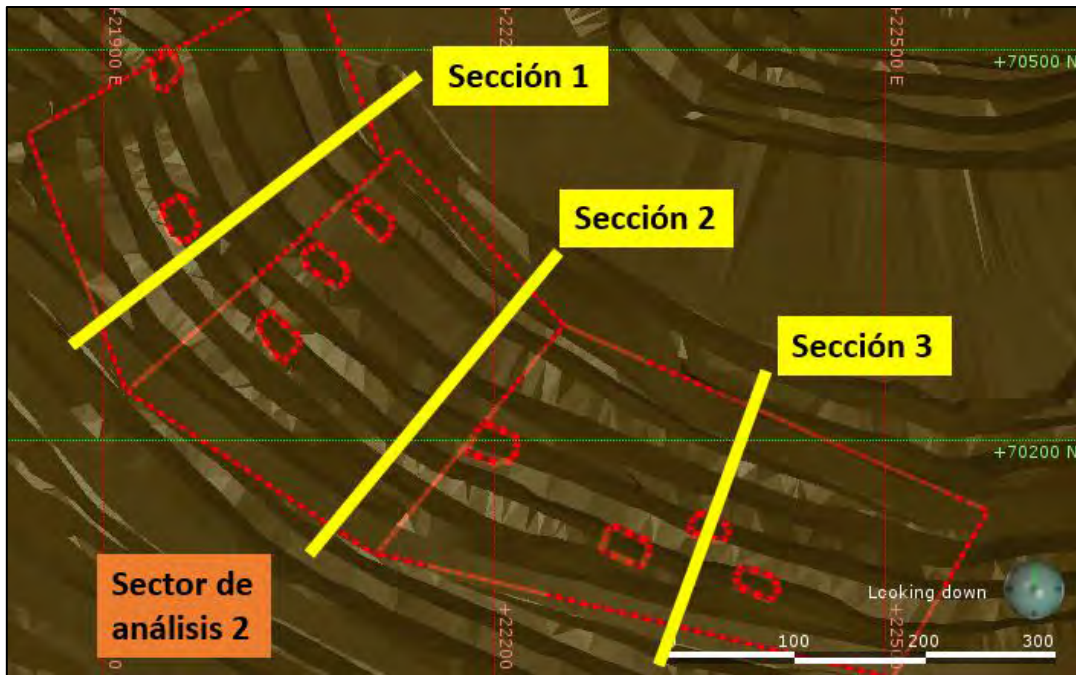




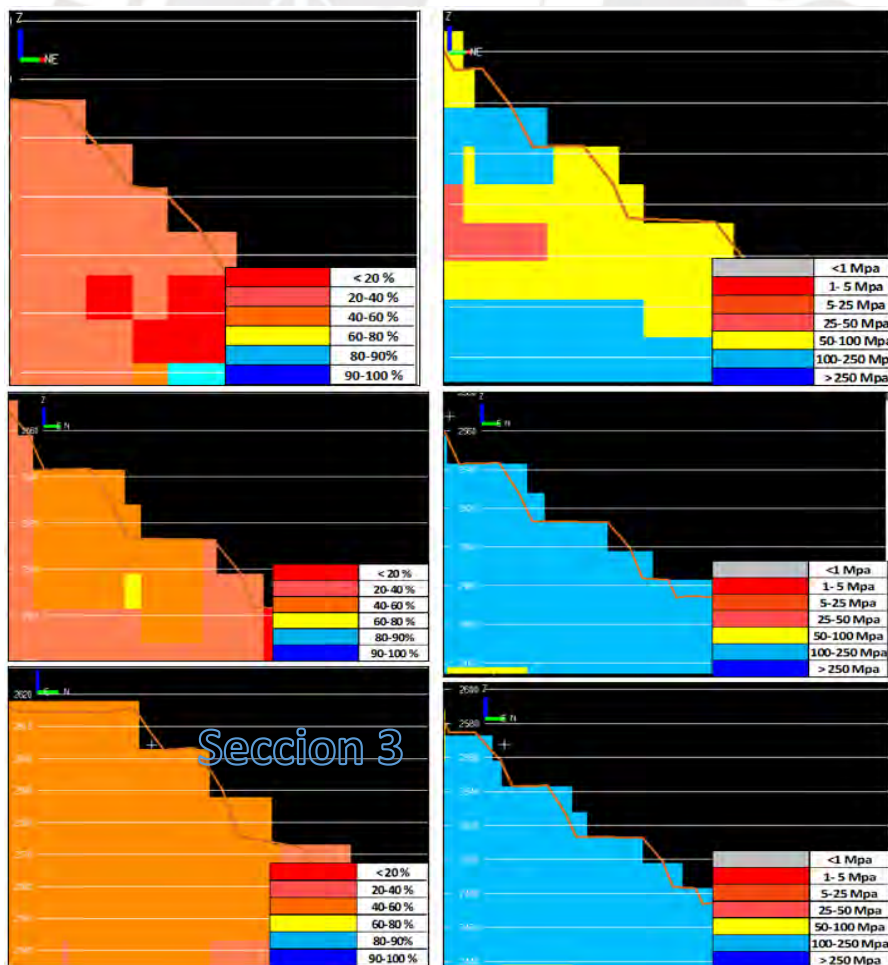
Sección de análisis 1 - Sector de análisis 1



Sección 1- RQD (derecha), Sección de análisis 1- Resistencia en UCS (izquierda)



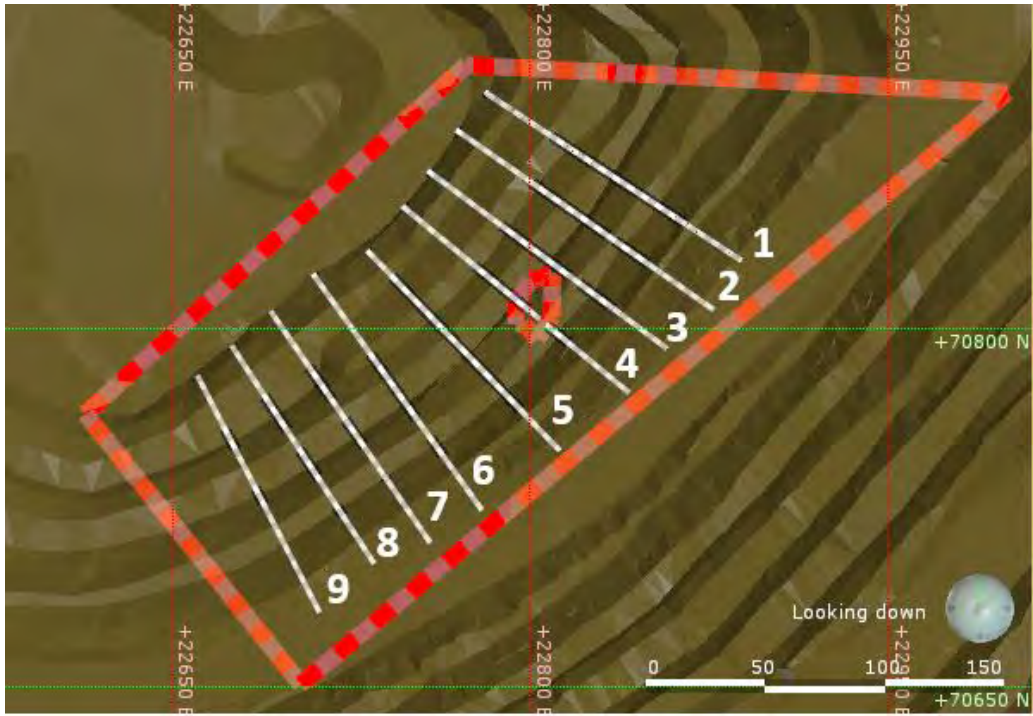
Secciones de análisis 1-2-3 - Sector de análisis 2



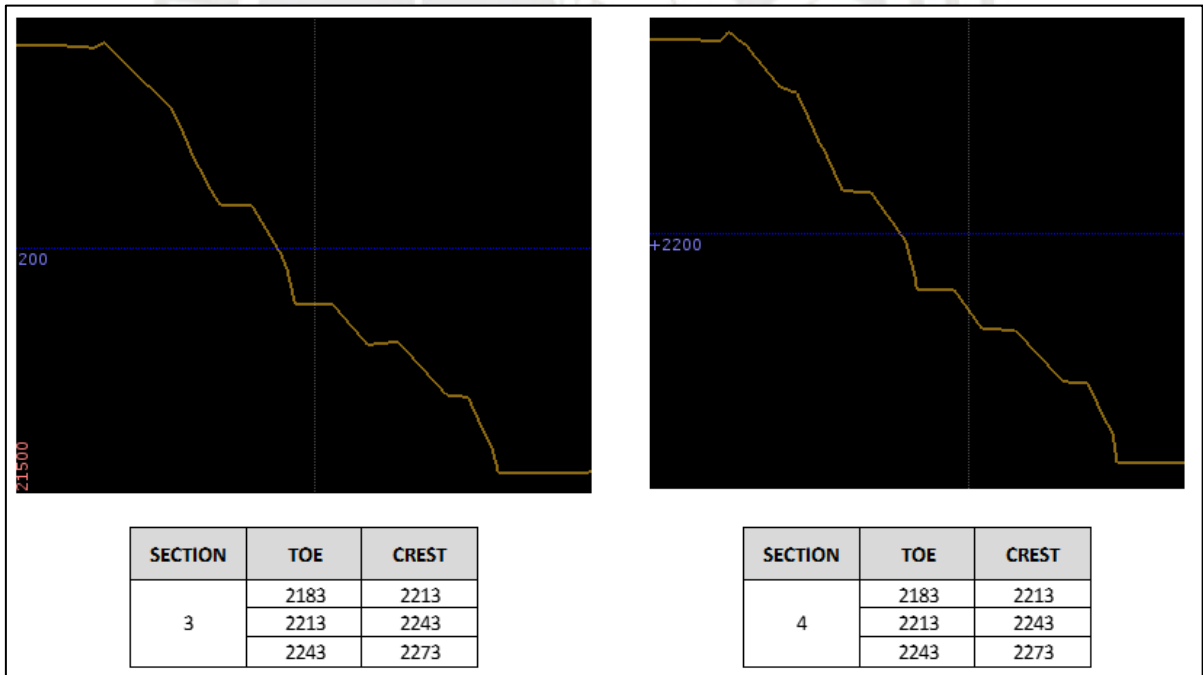
Sección 1 ,2 y 3 RQD (derecha) - Resistencia en UCS (izquierda)

2. Secciones de análisis

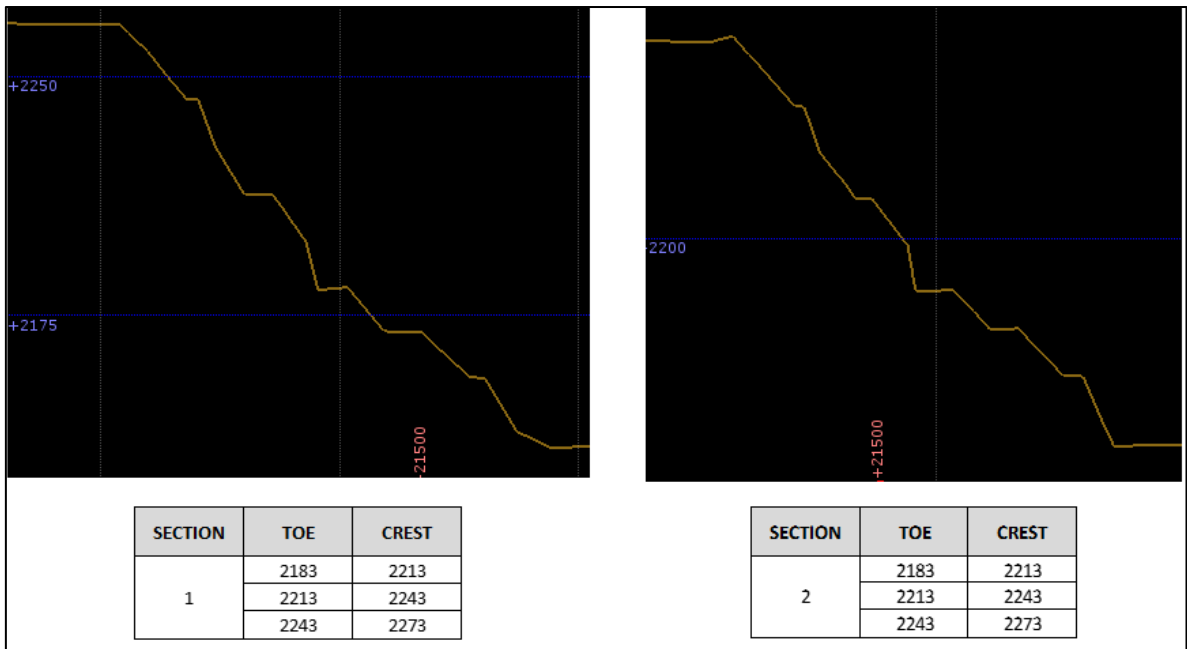




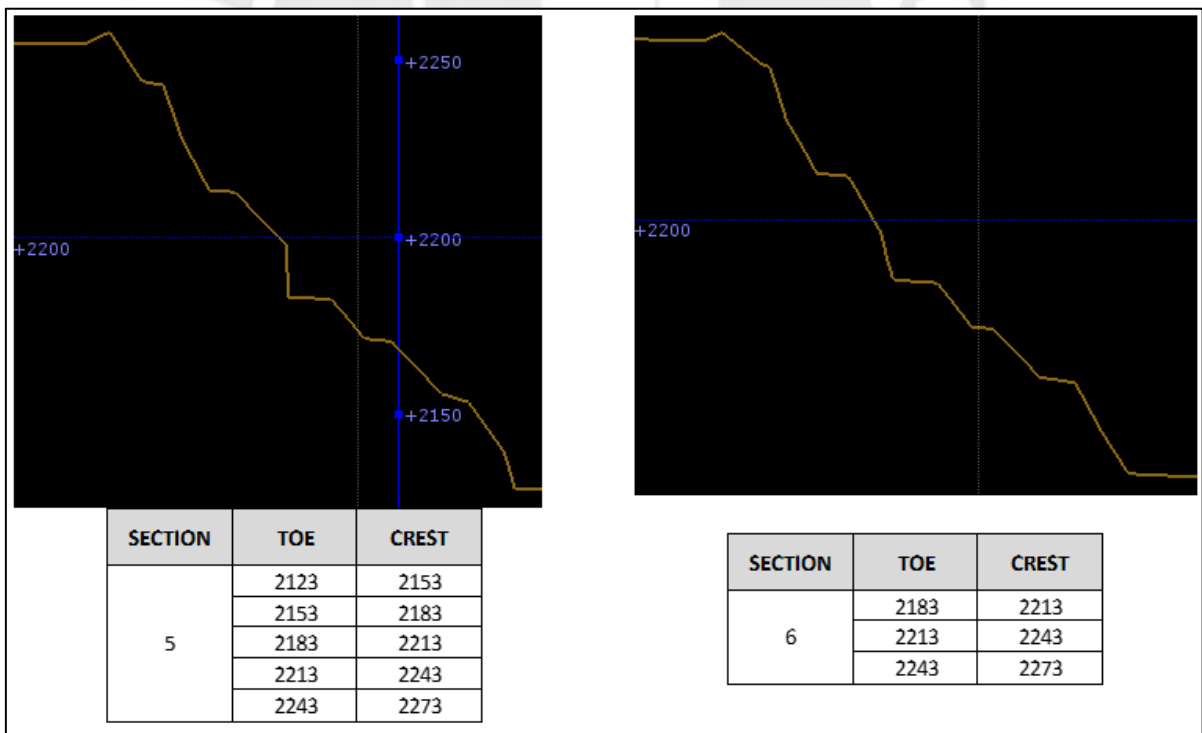
Secciones- Sector de análisis 1



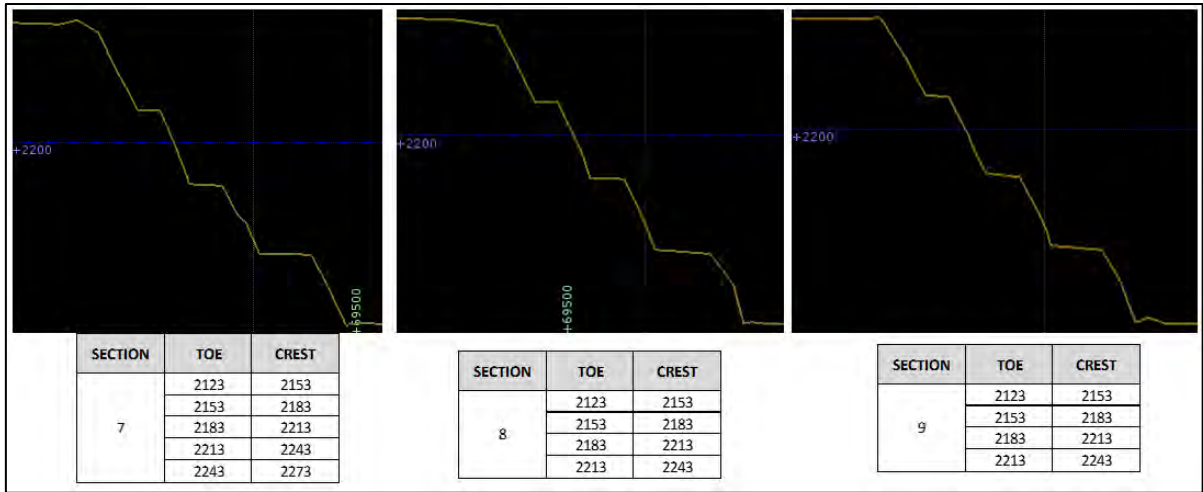
Secciones 1 y 2- Sector de análisis 1



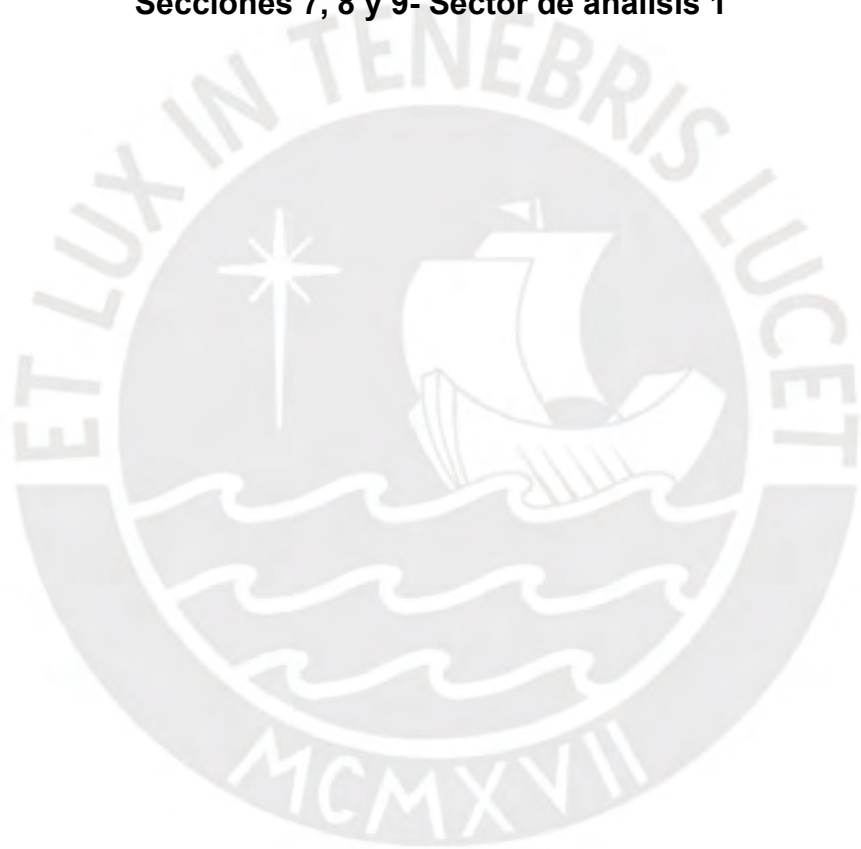
Secciones 3 y 4- Sector de análisis 1



Secciones 5 y 6- Sector de análisis 1

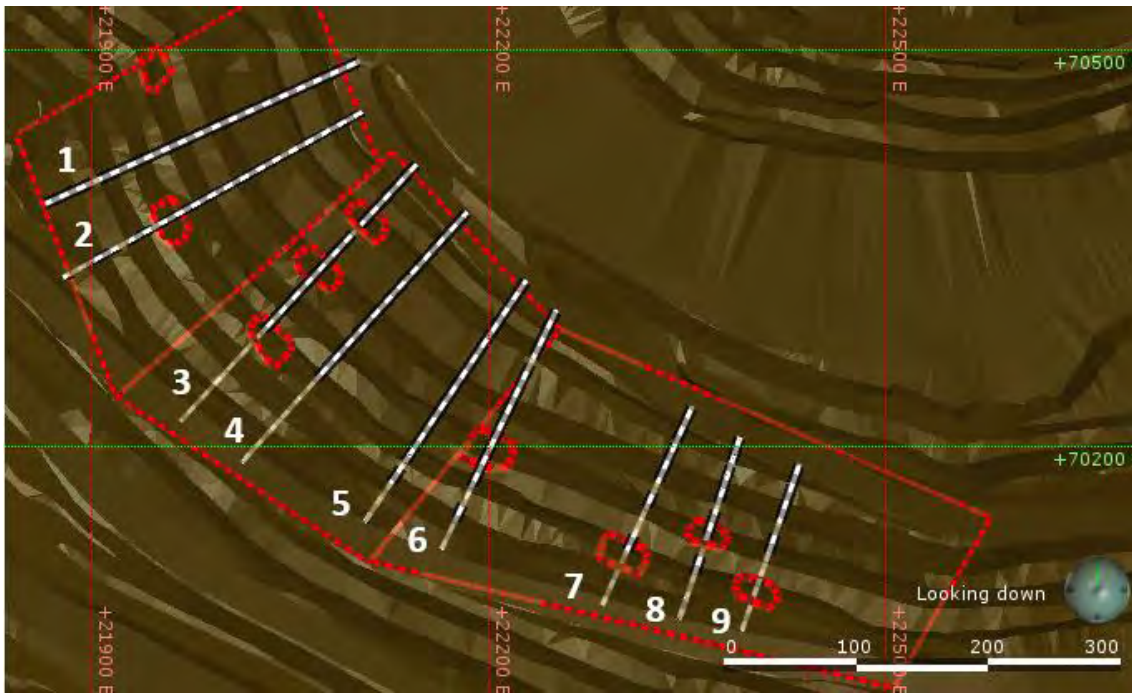


Secciones 7, 8 y 9- Sector de análisis 1

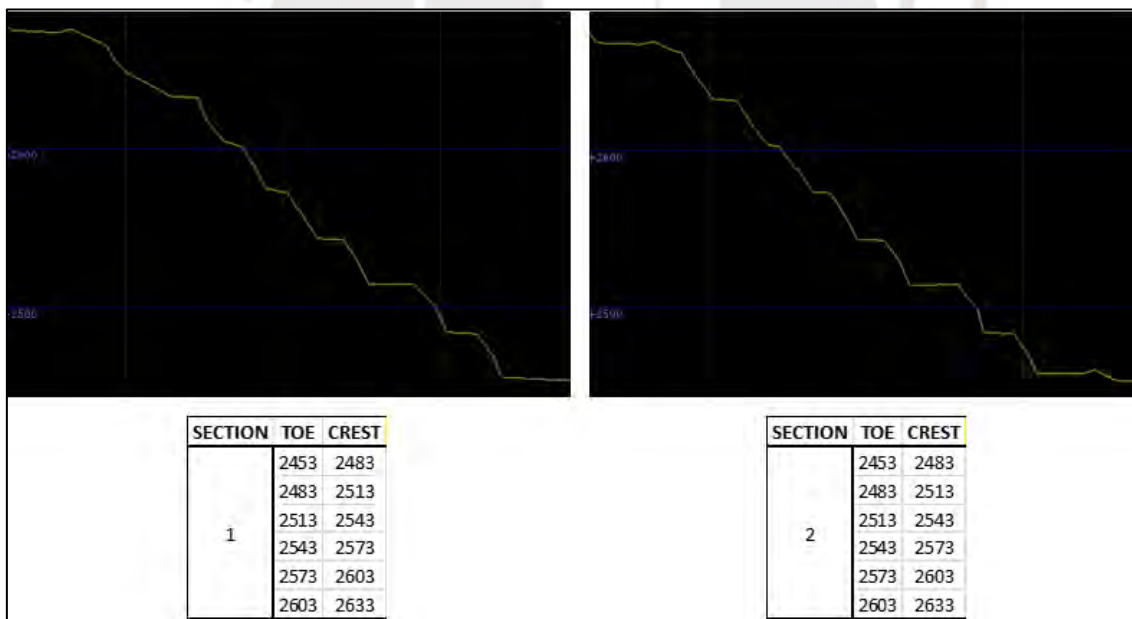


SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION
1	2183	2213	9.4	75	303
	2213	2243	8.7	70	303
	2243	2273	3.9	51	303
2	2183	2213	12	79	305
	2213	2243	5.4	70	305
	2243	2273	2.8	48	305
3	2183	2213	11.5	74	306
	2213	2243	9.6	65	306
	2243	2273	0	44	306
4	2183	2213	11.5	78	310
	2213	2243	8.9	65	310
	2243	2273	5.4	51	310
5	2123	2153	pit final	73	316
	2153	2183	12.3	88	316
	2183	2213	12.3	88	316
	2213	2243	7	71	316
	2243	2273	6.3	57	316
6	2183	2213	12.7	75	324
	2213	2243	8.9	73	324
	2243	2273	0	38	324
7	2123	2153	pit final	63	325
	2153	2183	20.9	66	325
	2183	2213	13.4	70	325
	2213	2243	8.9	64	325
	2243	2273	0	32	325
8	2123	2153	pit final	75	327
	2153	2183	21.9	69	327
	2183	2213	13.4	71	327
	2213	2243	9.1	63	327
9	2123	2153	pit final	70	333
	2153	2183	19.8	69	333
	2183	2213	13.4	65	333
	2213	2243	8.6	59	333

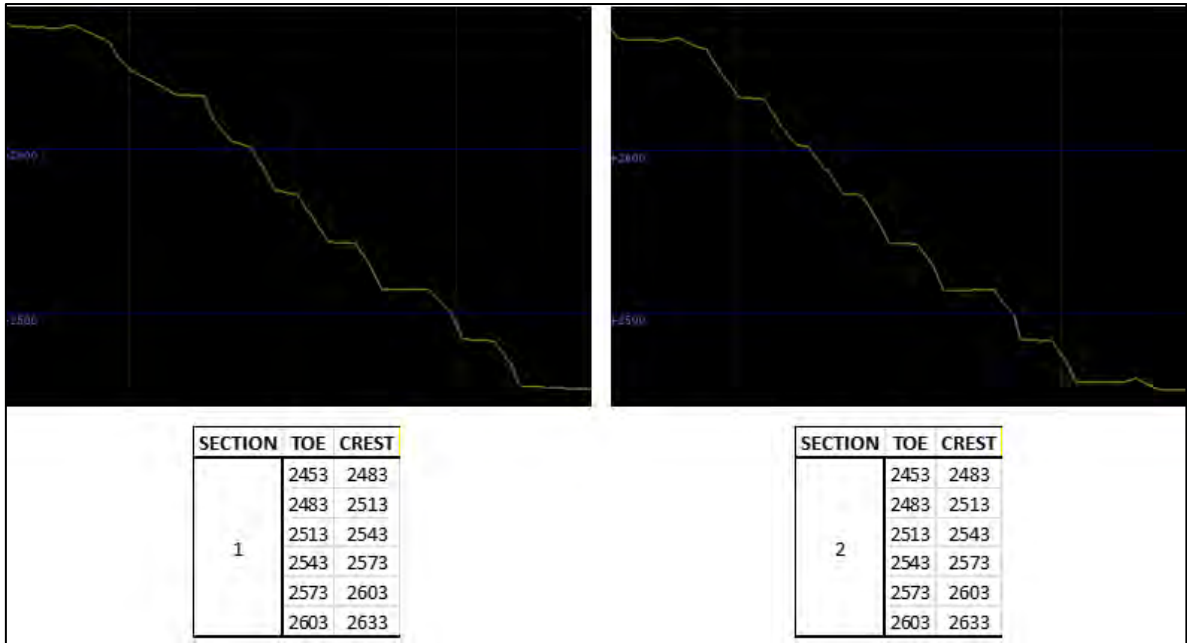
Dip, dip direction y ancho de berma de bancos- Sector de análisis 1



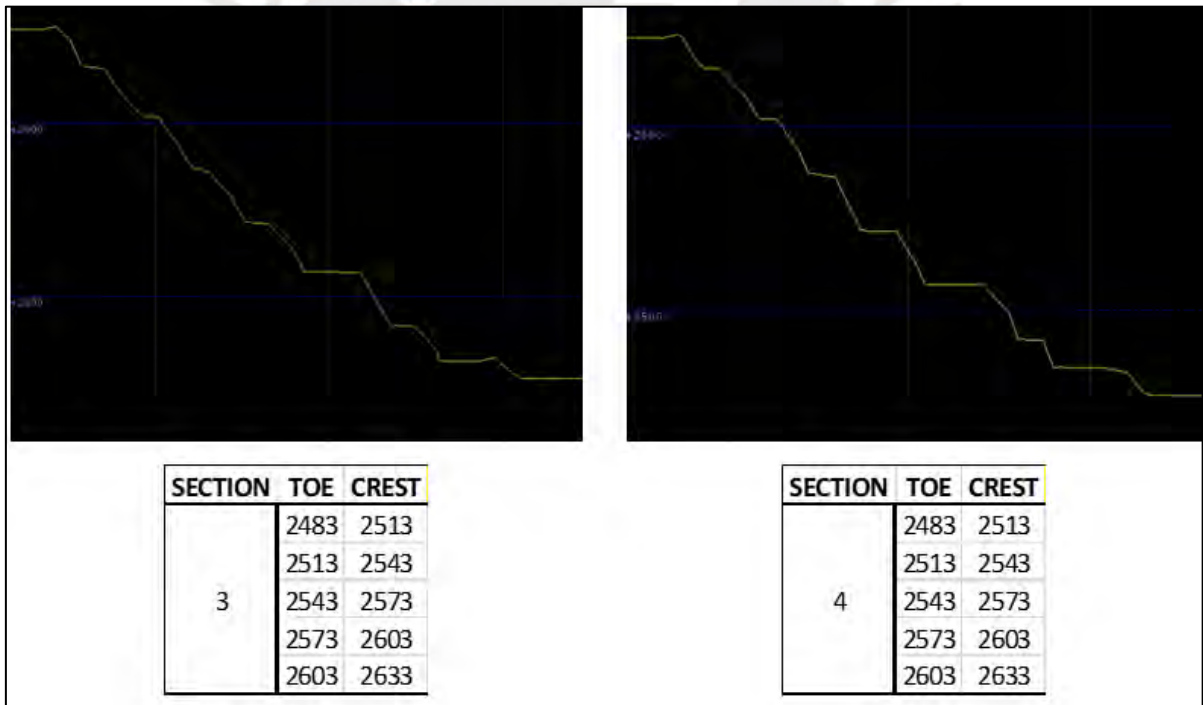
Secciones- Sector de análisis 2



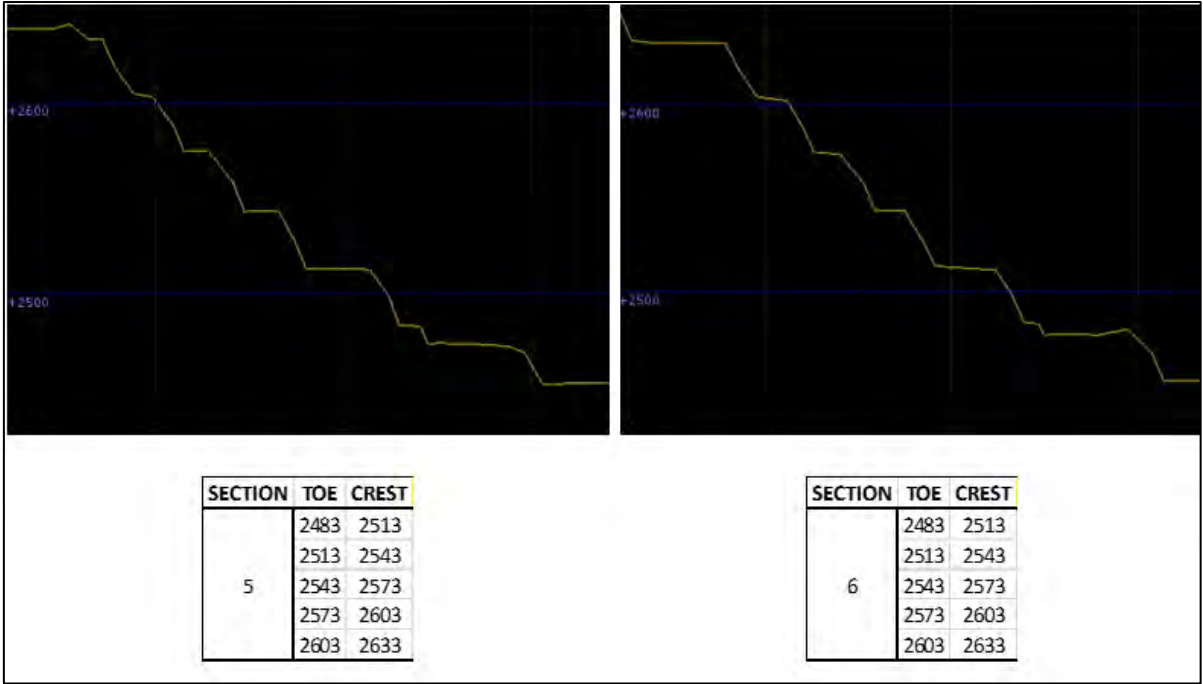
Secciones- Sector de análisis 2



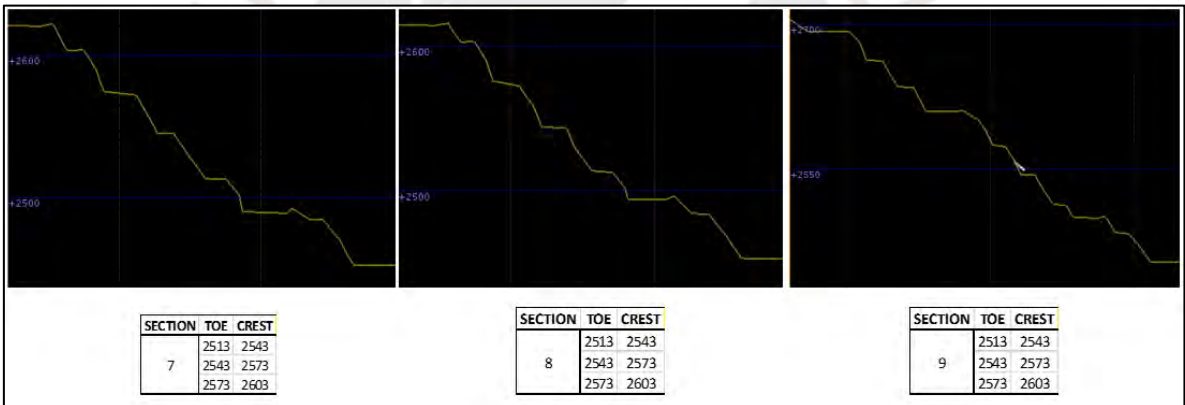
Secciones 1 y 2- Subsector de análisis 2



Secciones 3 y 4- Sector de análisis 2



Secciones 5 y 6- Sector de análisis 2



Secciones 7,8 y 9- Sector de análisis 2

SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION
1	2453	2483	rampa	66	65
	2483	2513	19.4	66	65
	2513	2543	28.4	63	65
	2543	2573	16.5	57	65
	2573	2603	13.5	63	65
	2603	2633	12.8	68	65
2	2453	2483	rampa	63	61
	2483	2513	19.3	75	61
	2513	2543	30.2	66	61
	2543	2573	17.4	63	61
	2573	2603	10.1	57	61
	2603	2633	7	59	61

Dip, dip direction y ancho de berma de bancos- Subsector de análisis 2.1

SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION
3	2483	2513	13.3	63	42
	2513	2543	32	67	42
	2543	2573	12.6	57	42
	2573	2603	11.8	60	42
	2603	2633	9.4	56	42
4	2483	2513	13.7	71	42
	2513	2543	32.1	65	42
	2543	2573	19.5	65	42
	2573	2603	15.5	67	42
	2603	2633	9.4	58	42
5	2483	2513	11.3	70	33
	2513	2543	33.2	68	33
	2543	2573	17.9	69	33
	2573	2603	13.1	68	33
	2603	2633	9.9	66	33

Dip, dip direction y ancho de berma de bancos- Subsector de análisis 2.2

SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION
6	2483	2513	7.8	67	26
	2513	2543	32.2	64	26
	2543	2573	16.2	68	26
	2573	2603	13.7	66	26
	2603	2633	16.1	62	26
7	2513	2543	14.4	55	24
	2543	2573	11.6	64	24
	2573	2603	22.8	72	24
8	2513	2543	14.6	67	19
	2543	2573	17.1	68	19
	2573	2603	18.5	71	19
9	2513	2543	14.3	60	20
	2543	2573	14.1	65	20
	2573	2603	13.8	65	20

Dip, dip direction y ancho de berma de bancos- Subsector de análisis 2.3



3. Planes de vuelo con dron en los sectores de análisis





Planes de vuelo 1 y 2 - Sector de análisis 1

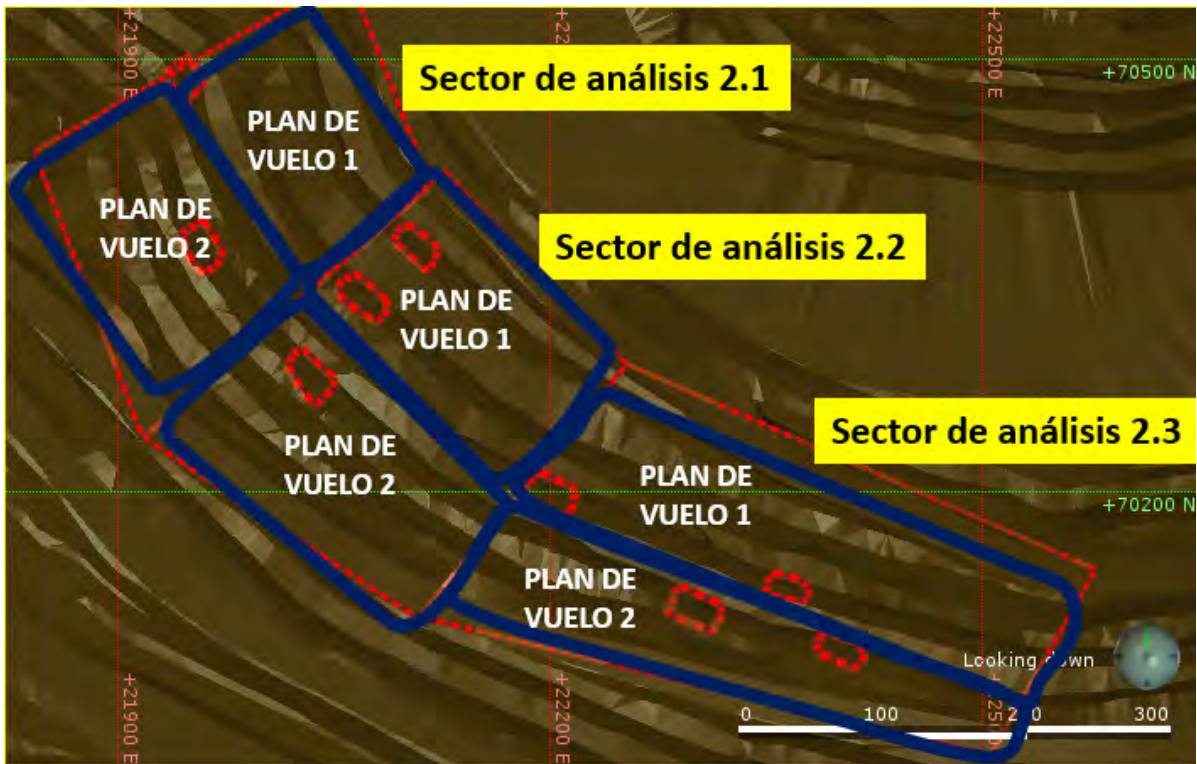


Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot

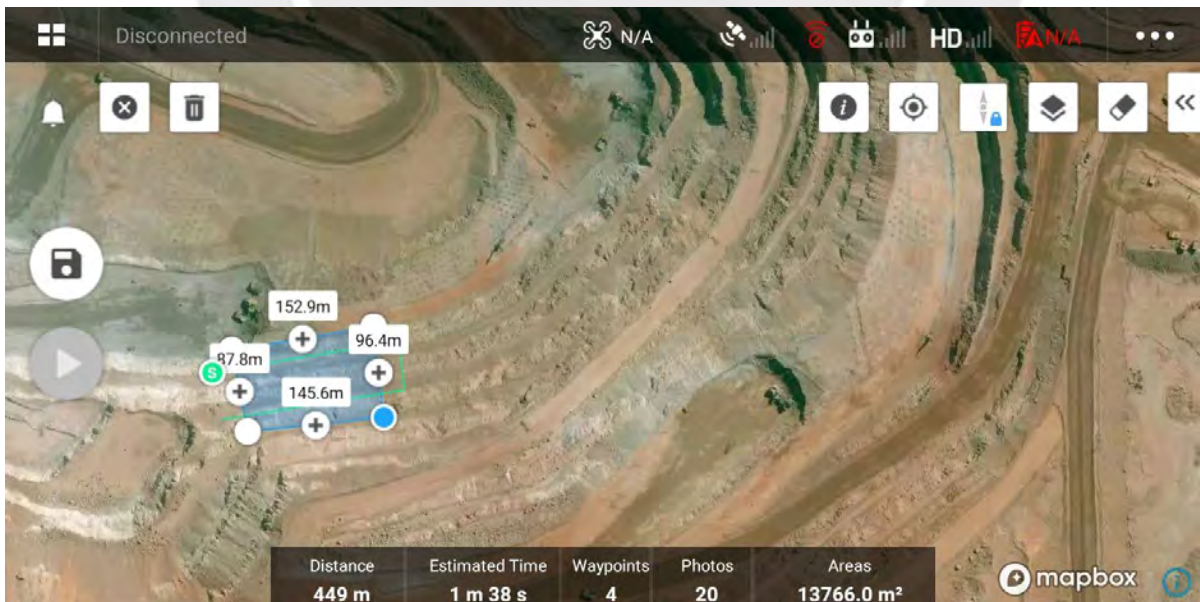


Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 1 – DJ Pilot

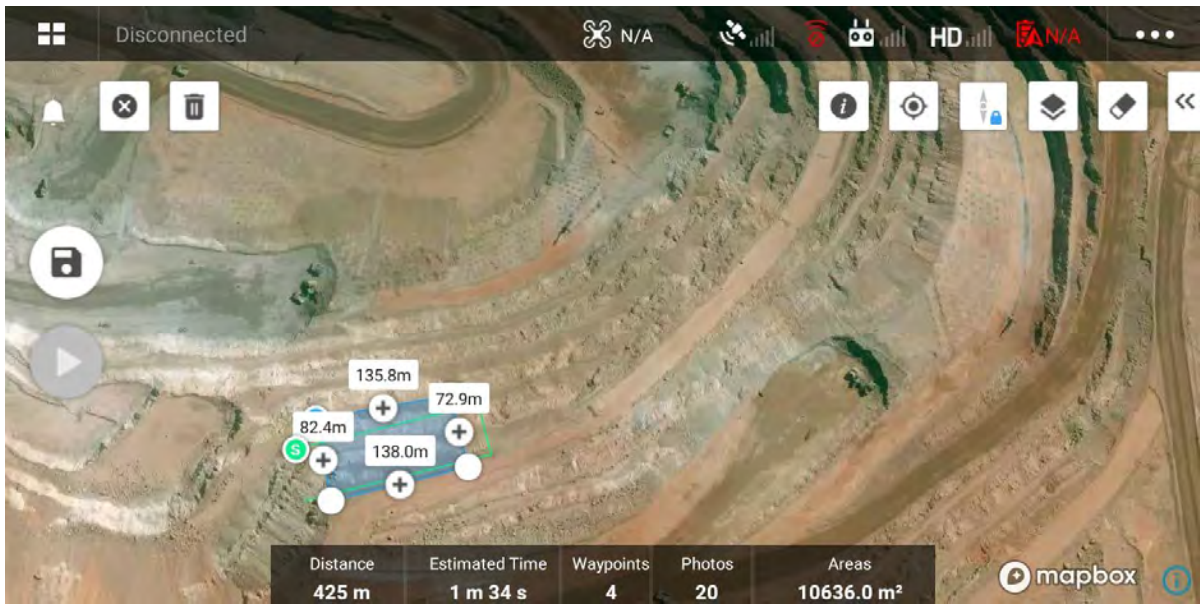




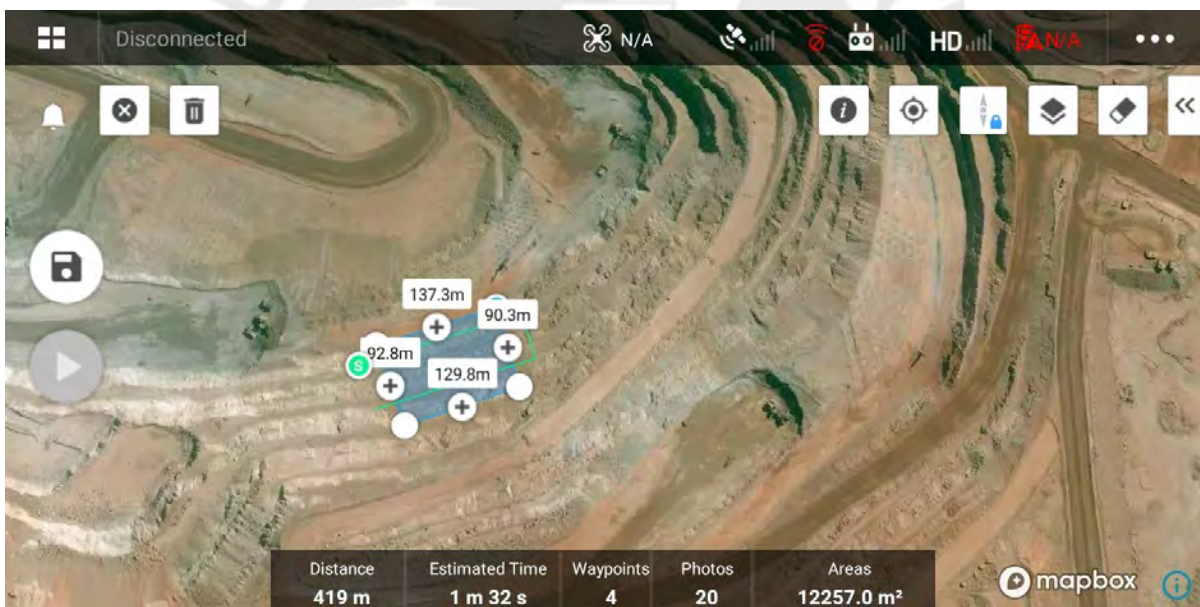
Planes de vuelos 1 y 2- Sector de análisis 2.1 – 2.2 - 2.3



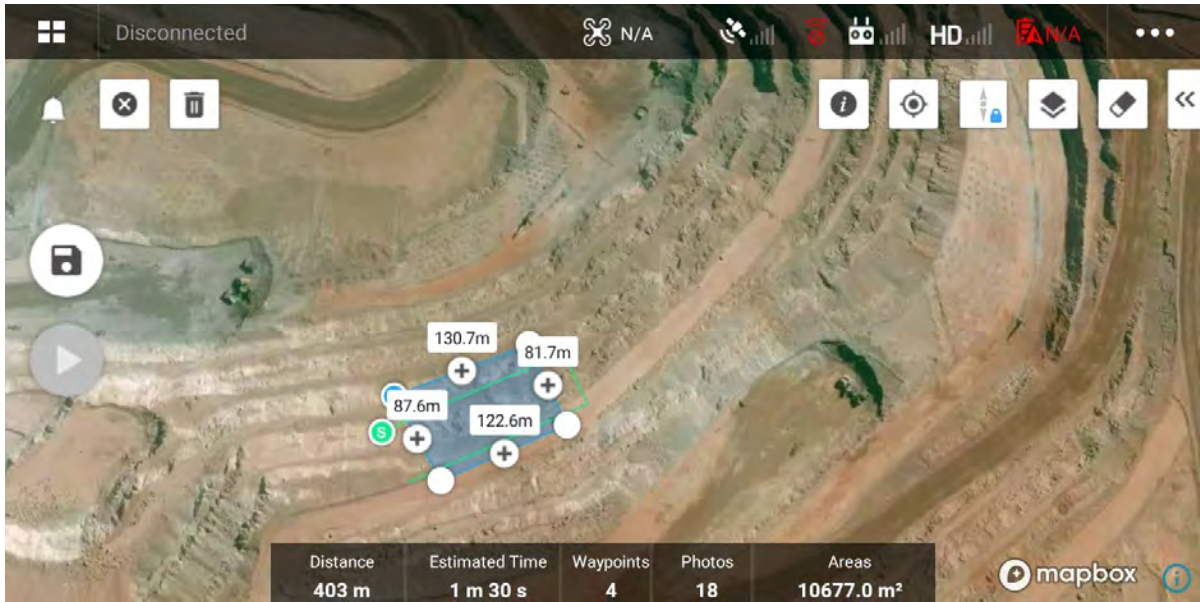
Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 2.1 – DJI Pilot



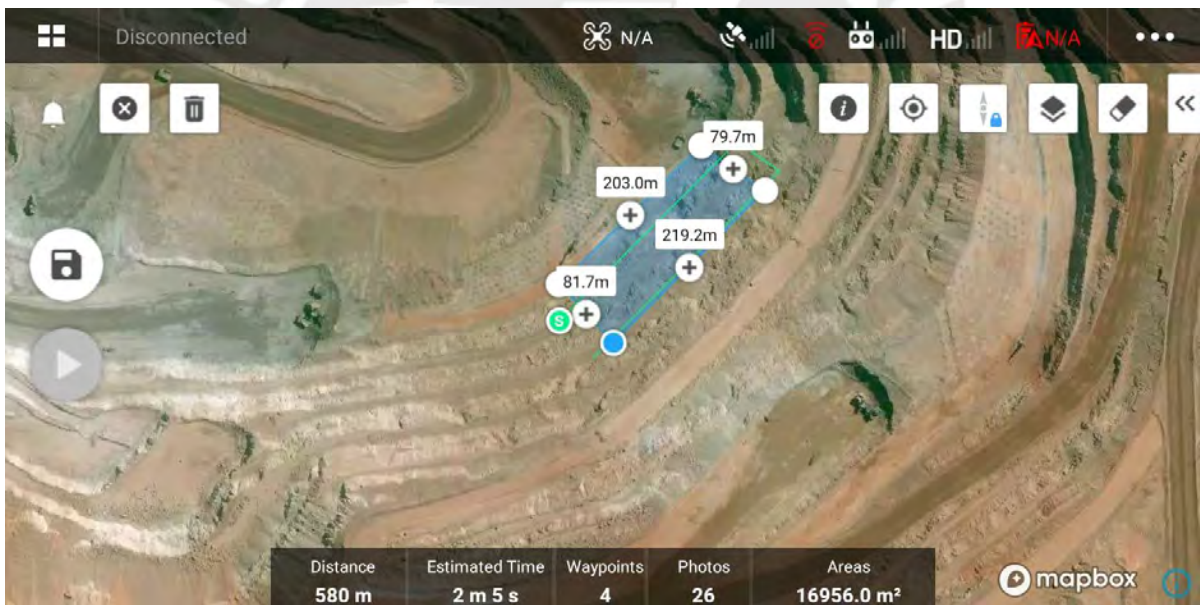
Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 2.1 – DJ Pilot



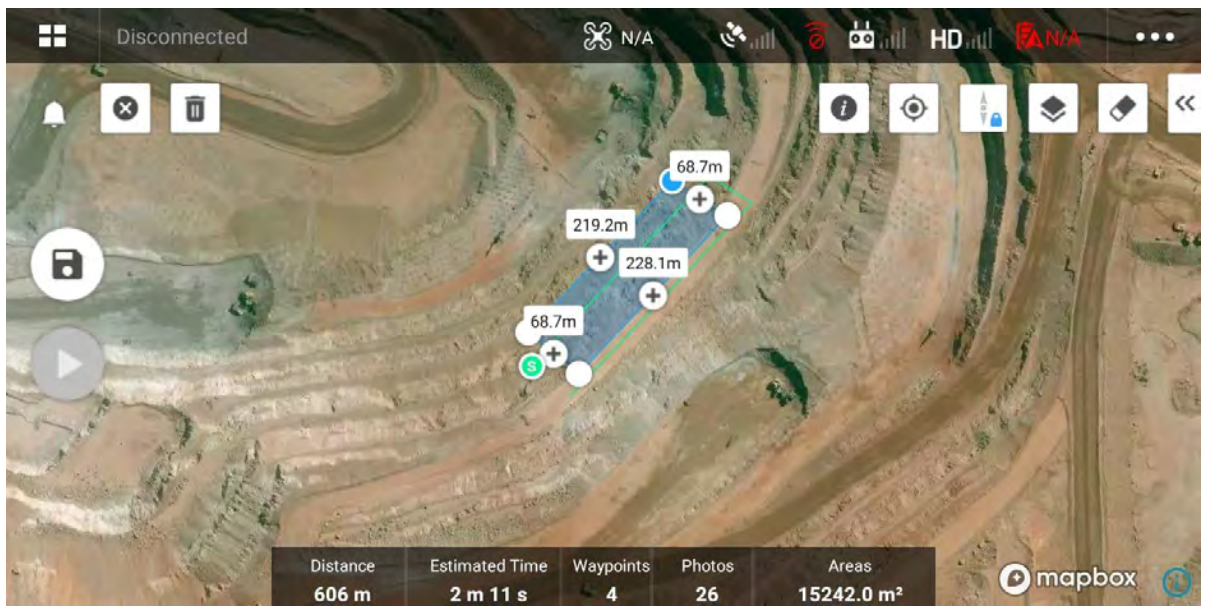
Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 2.2 – DJ Pilot



Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 2.2 – DJ Pilot



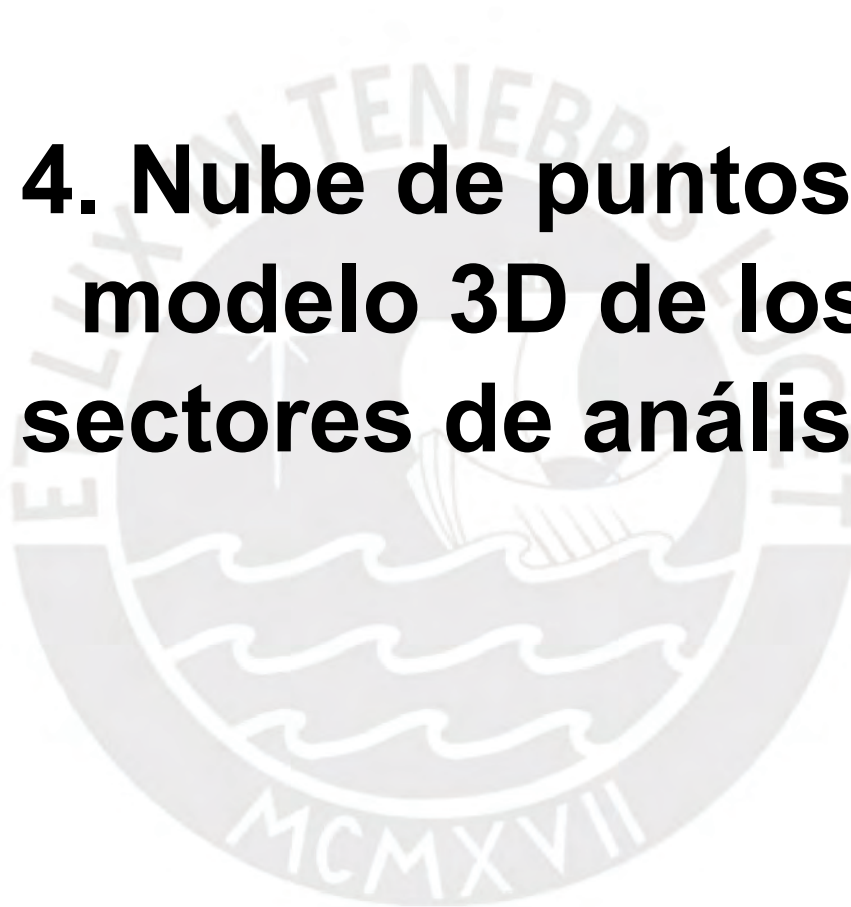
Plan de vuelo 1 - Sector de análisis 2.3 – DJ Pilot

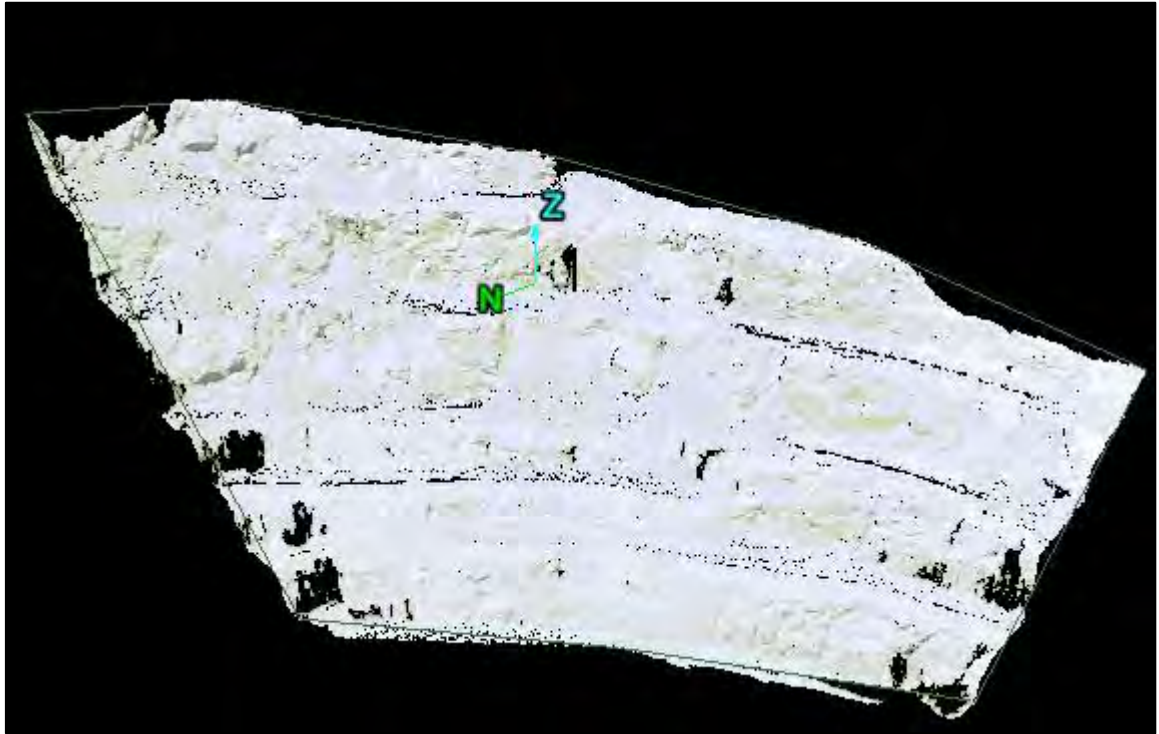


Plan de vuelo 2 - Sector de análisis 2.3 – DJ Pilot

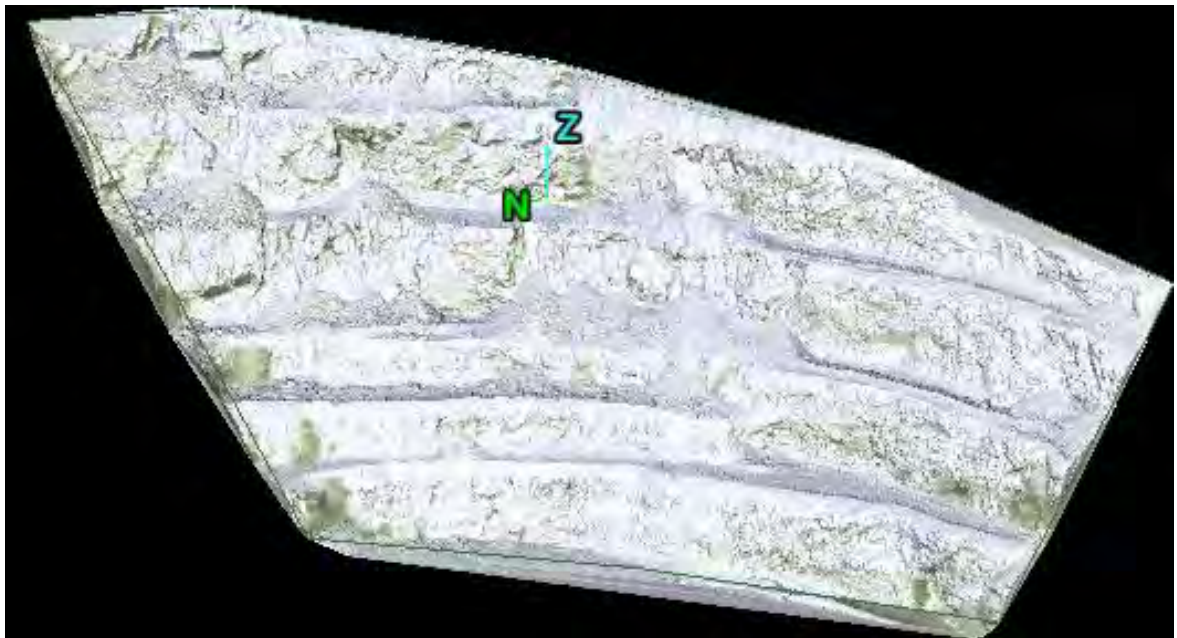


4. Nube de puntos y modelo 3D de los sectores de análisis





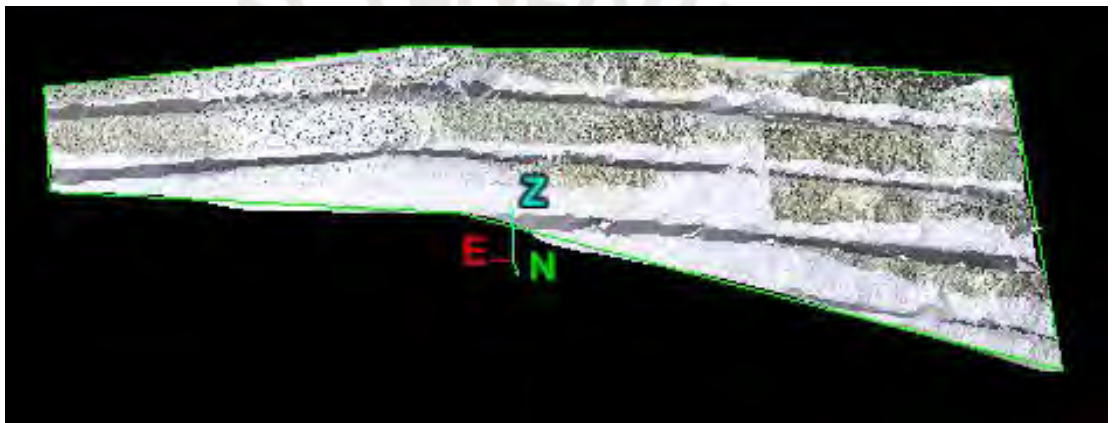
Nube de puntos - Sector de análisis 1



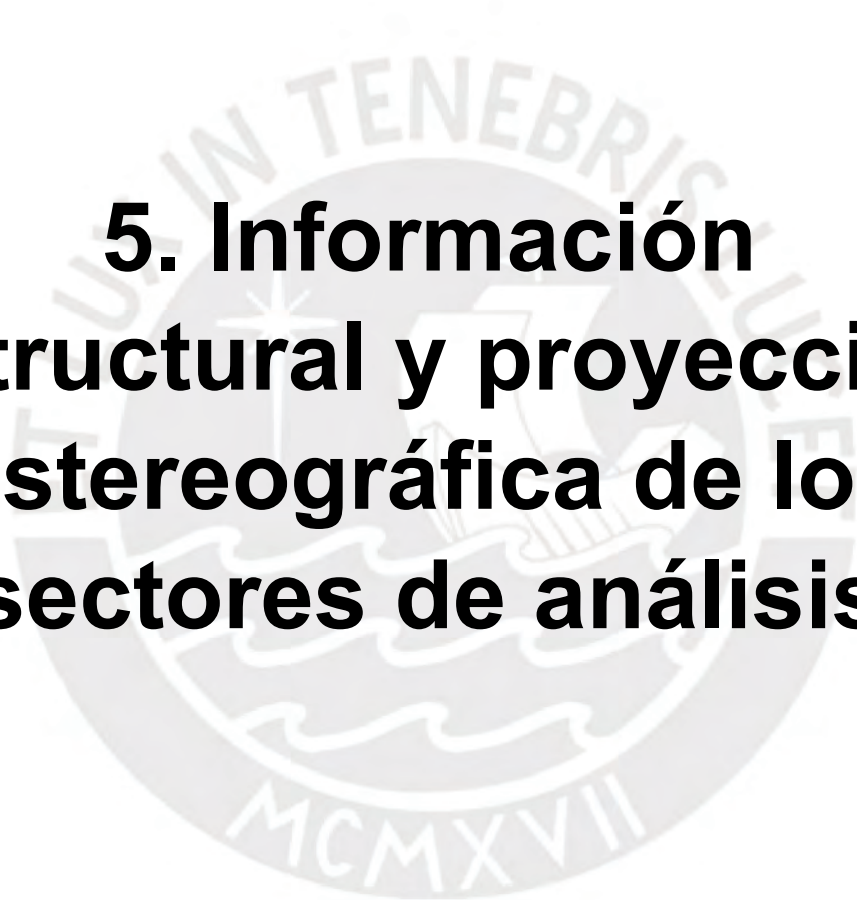
Superficie generada - Sector de análisis 1



Nube de puntos - Sector de análisis 2



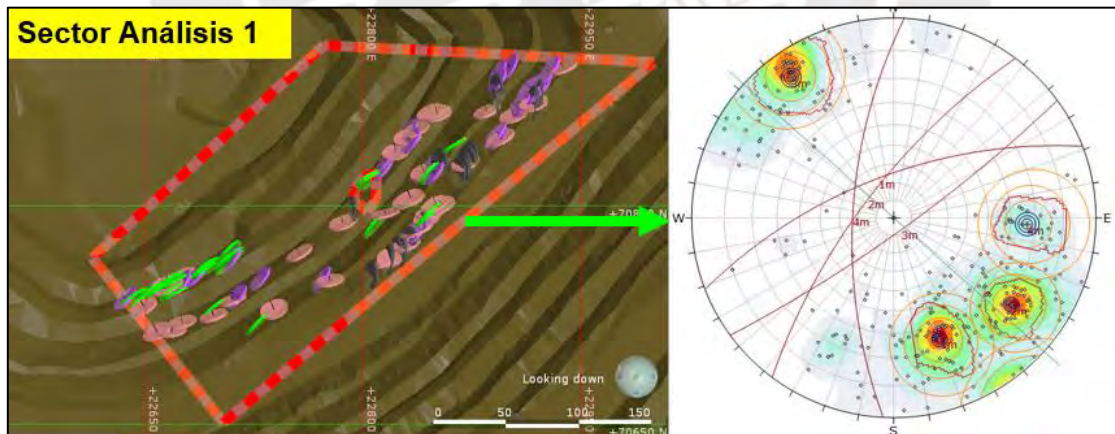
Superficie generada - Sector de análisis 2



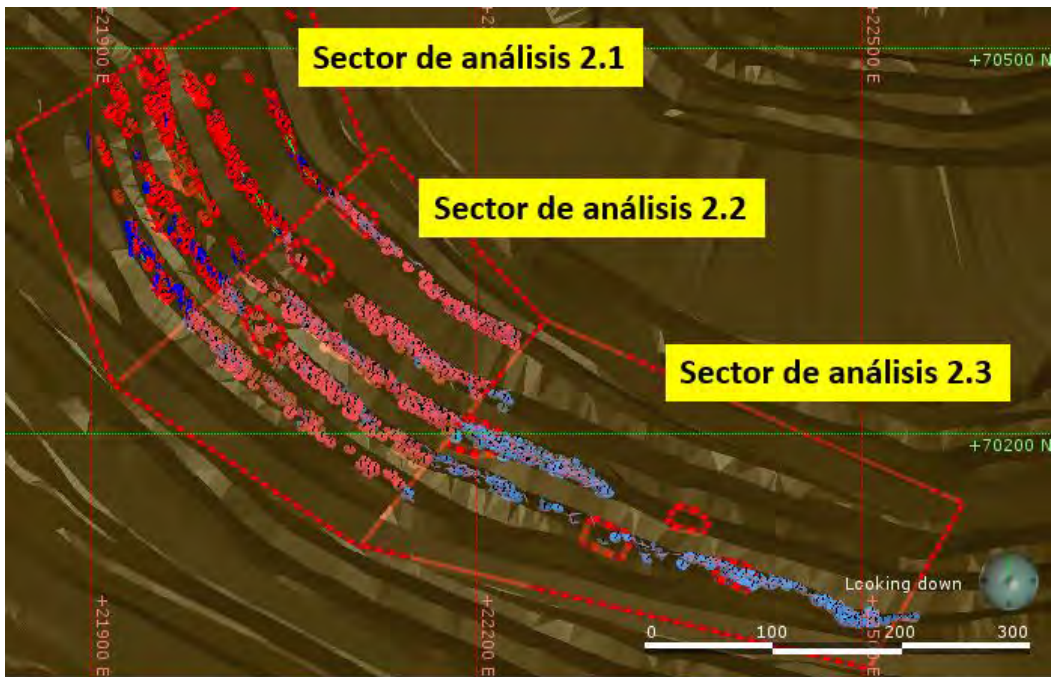
**5. Información
estructural y proyección
estereográfica de los
sectores de análisis**



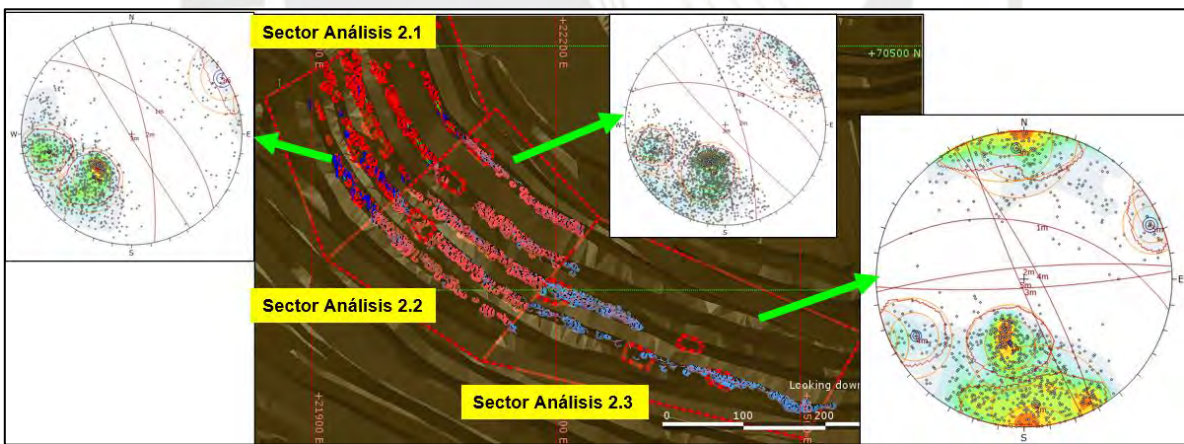
Data estructural – Sector de Análisis 1



Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1

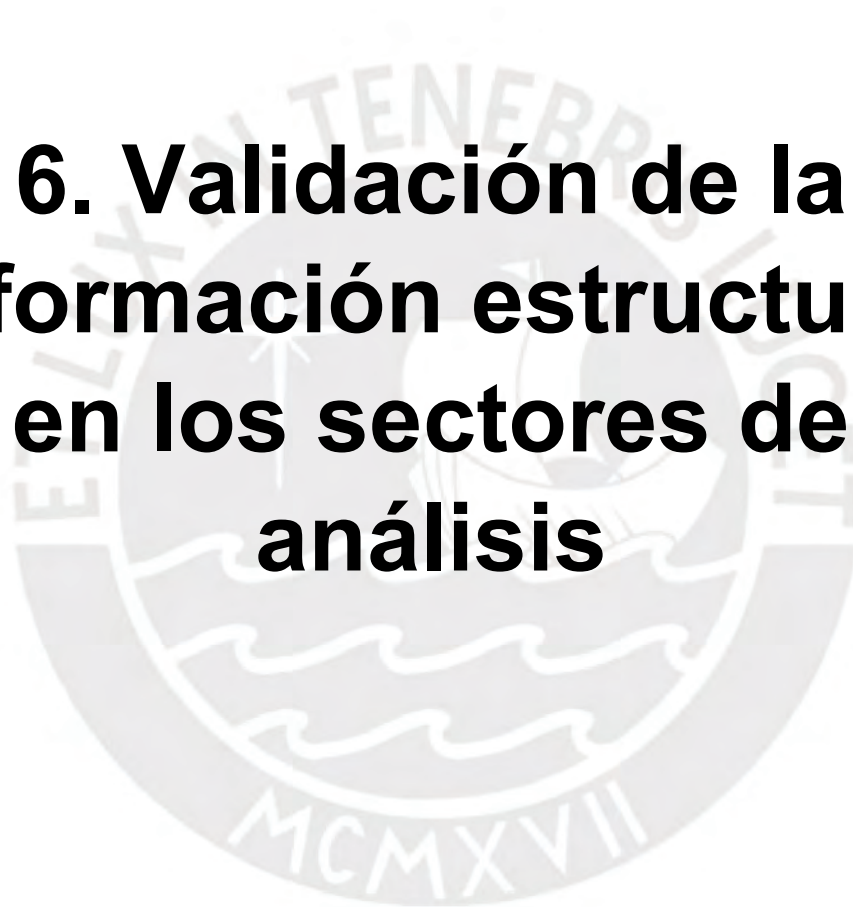


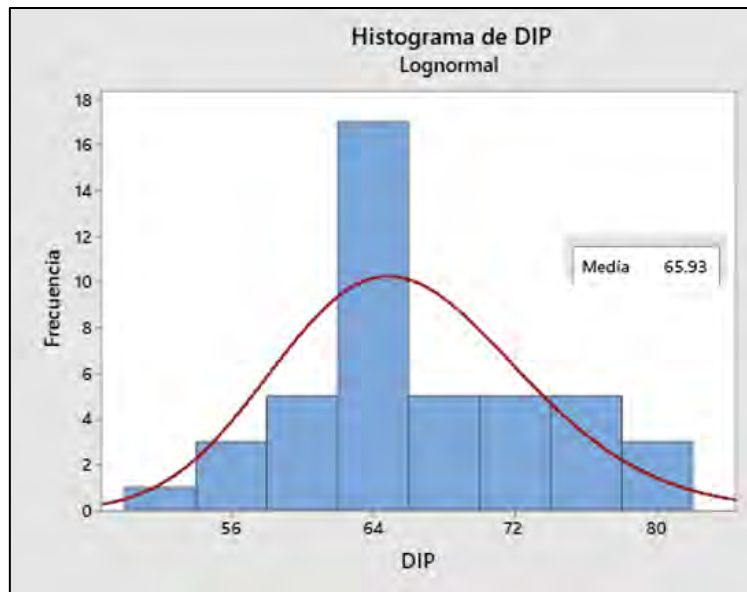
Data estructural – Sector de Análisis 2



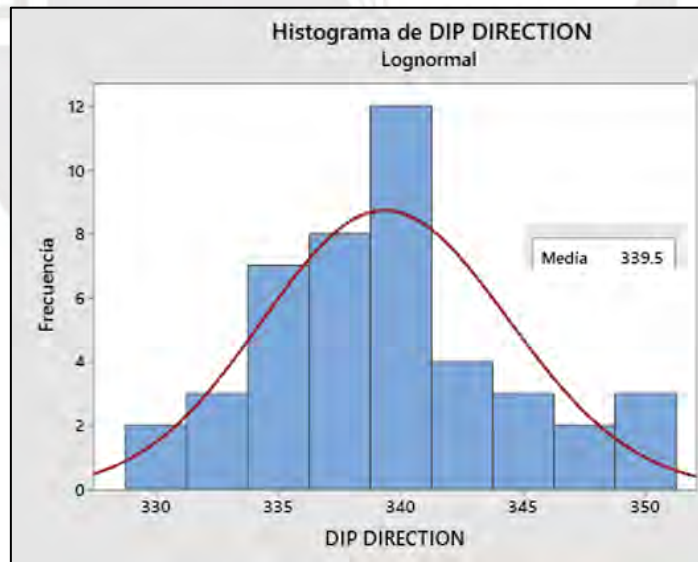
Proyección estereográfica – Sector de Análisis 1

6. Validación de la información estructural en los sectores de análisis

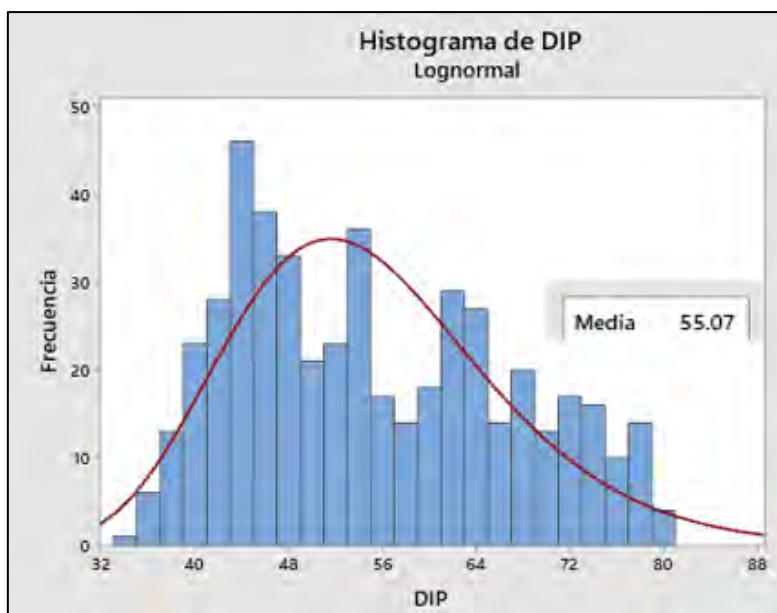




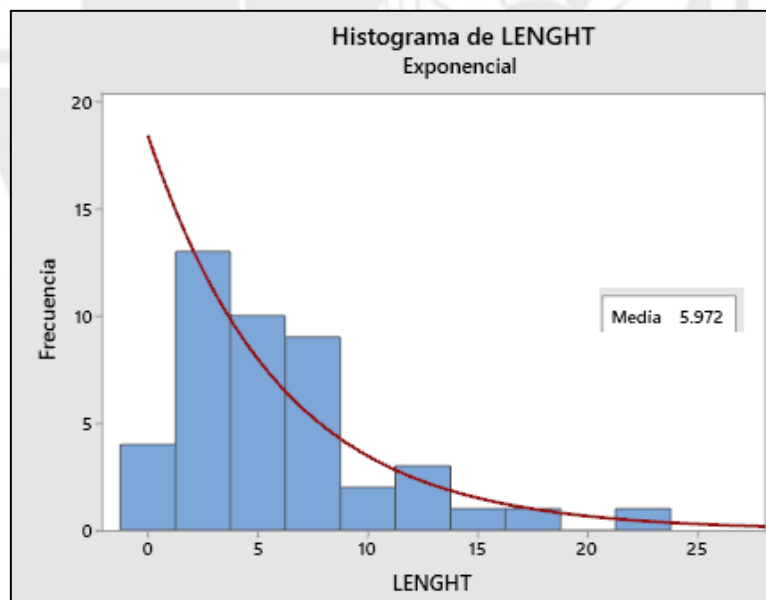
Distribución lognormal de dip de familia 1 – Sector de análisis 1



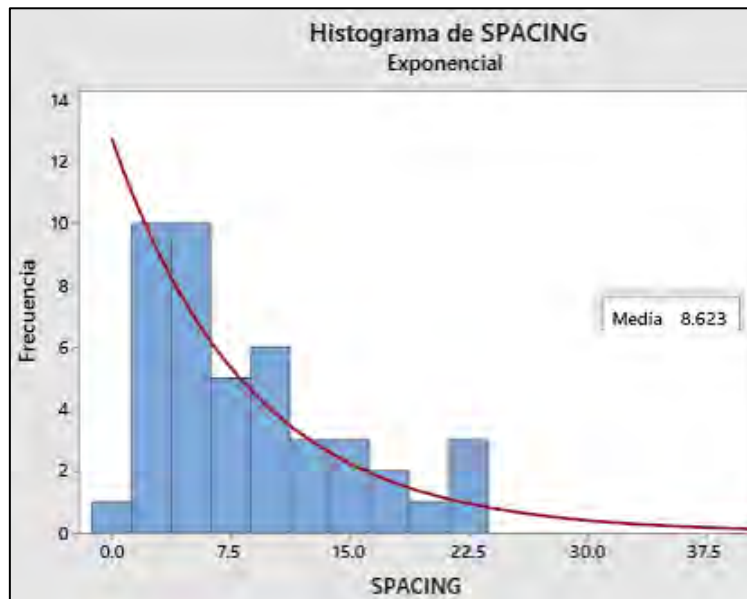
Distribución lognormal de dip direction de familia 1 – Sector de análisis 1



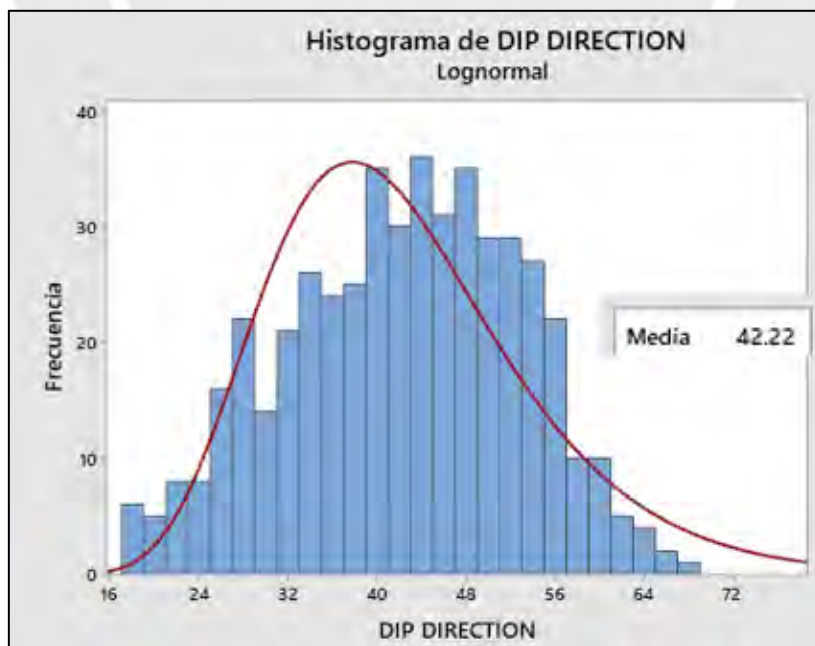
Distribución lognormal de dip de familia 1 – Sector de análisis 2.1



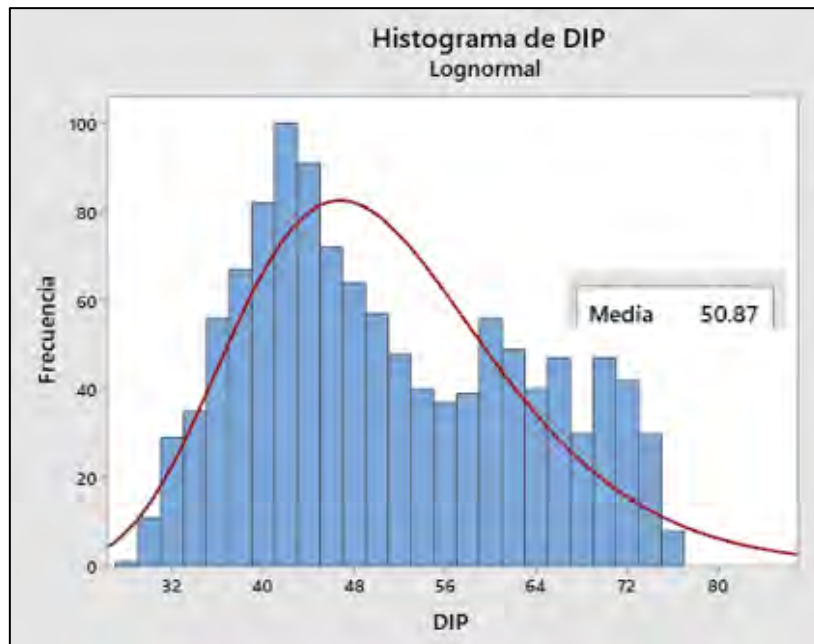
Distribución exponencial negativa de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 1



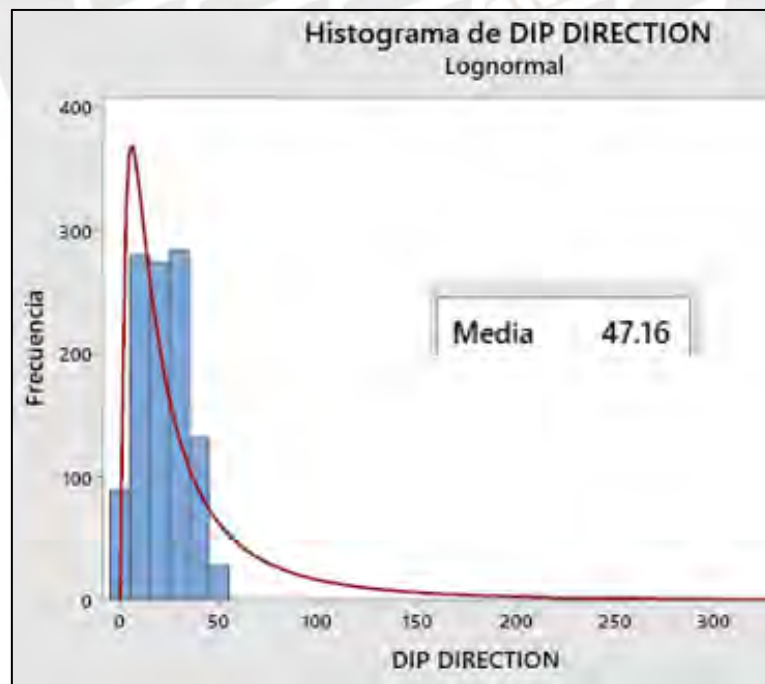
Distribución exponencial negativa de espaciamiento de familia 1 – Sector de análisis 1



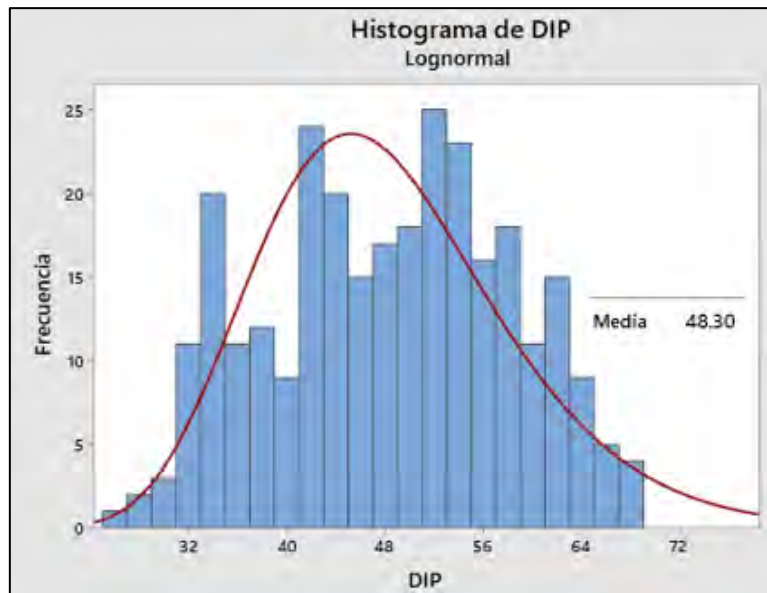
Distribución lognormal de dip direction de familia 1 – Sector de análisis 2.1



Distribución lognormal de dip de familia 1 – Sector de análisis 2.2



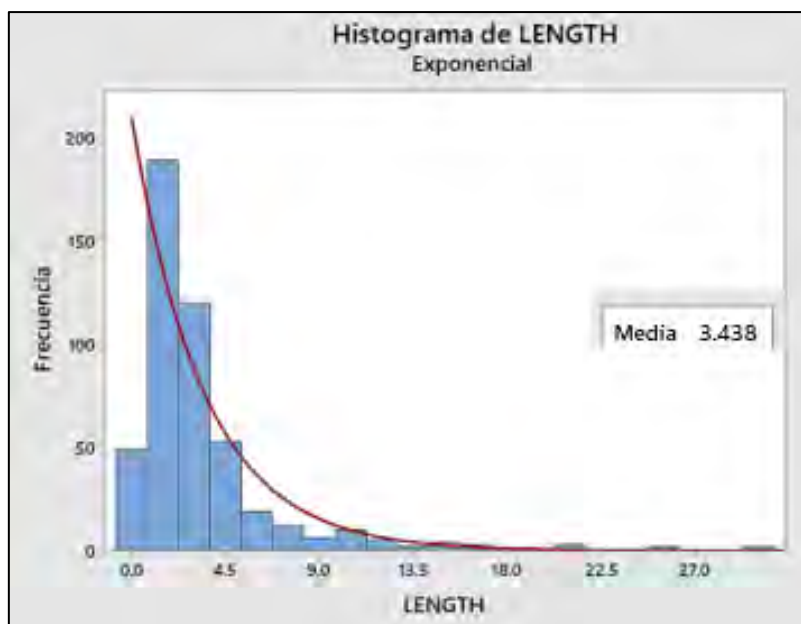
Distribución lognormal de dip direction de familia 1 – Sector de análisis 2.2



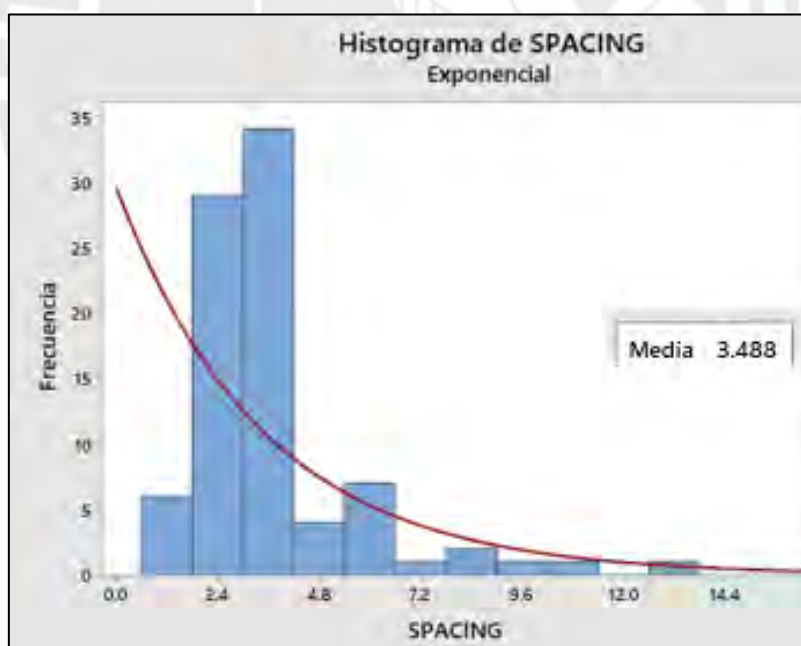
Distribución lognormal de dip de familia 1 – Sector de análisis 2.3



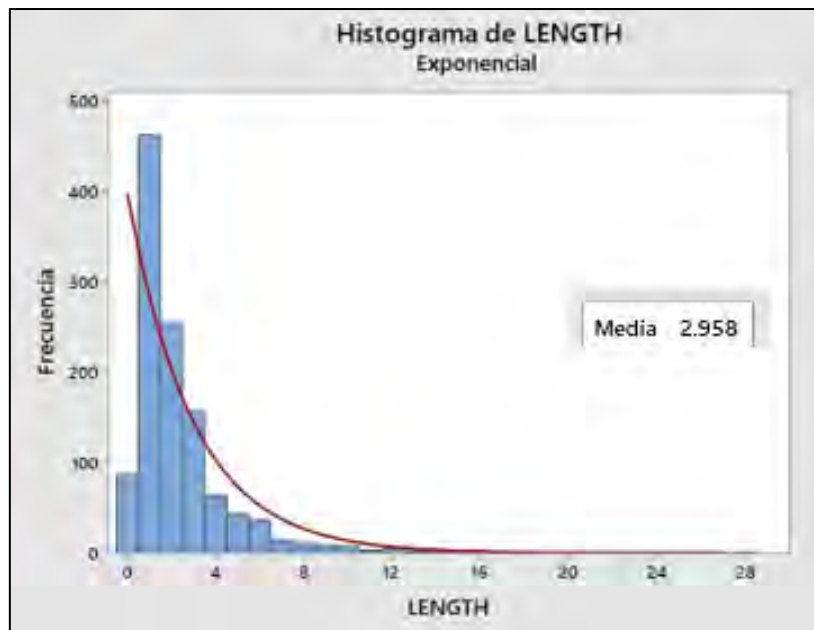
Distribución lognormal de dip direction de familia 1 – Sector de análisis 2.3



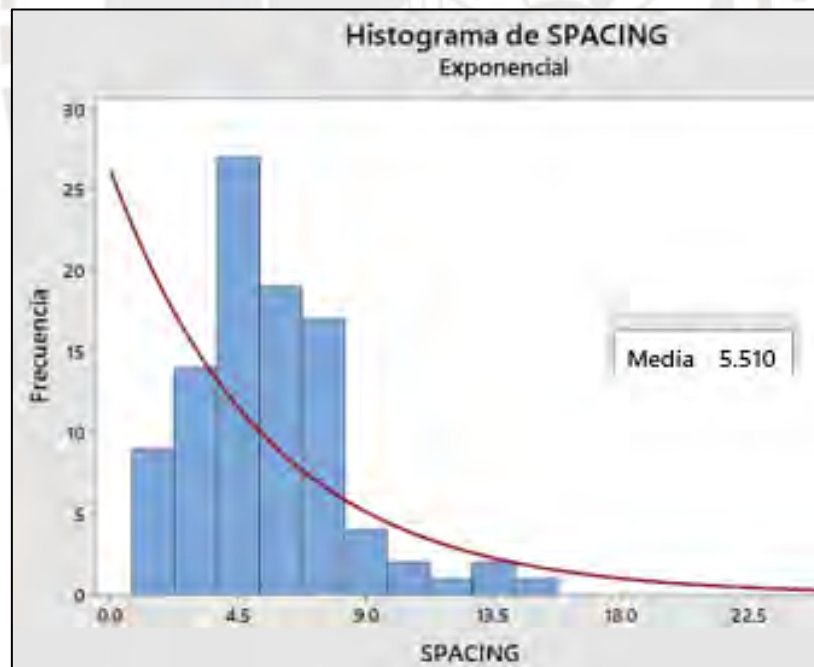
Distribución exponencial de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 2.1



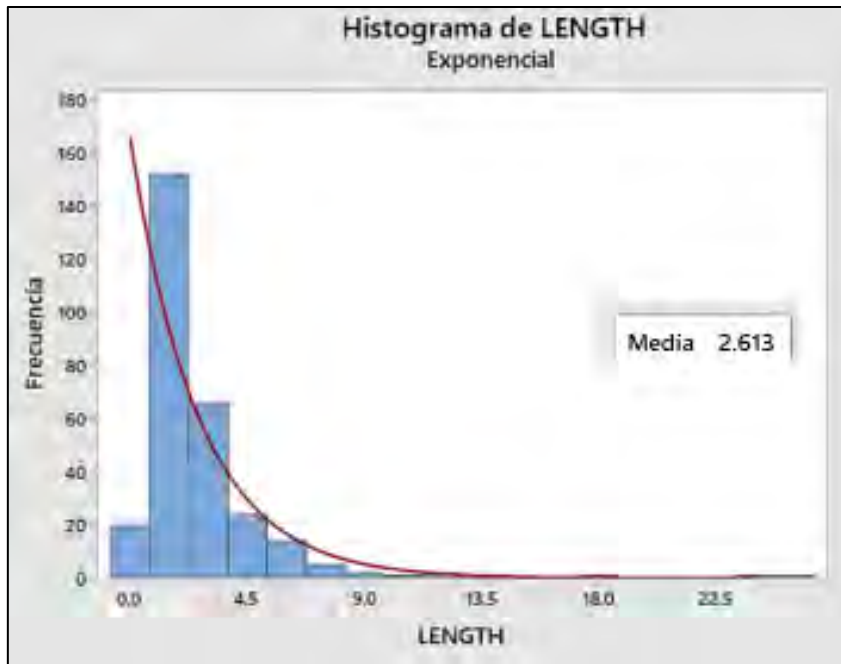
Distribución exponencial de espaciamento de familia 1 – Sector de análisis 2.1



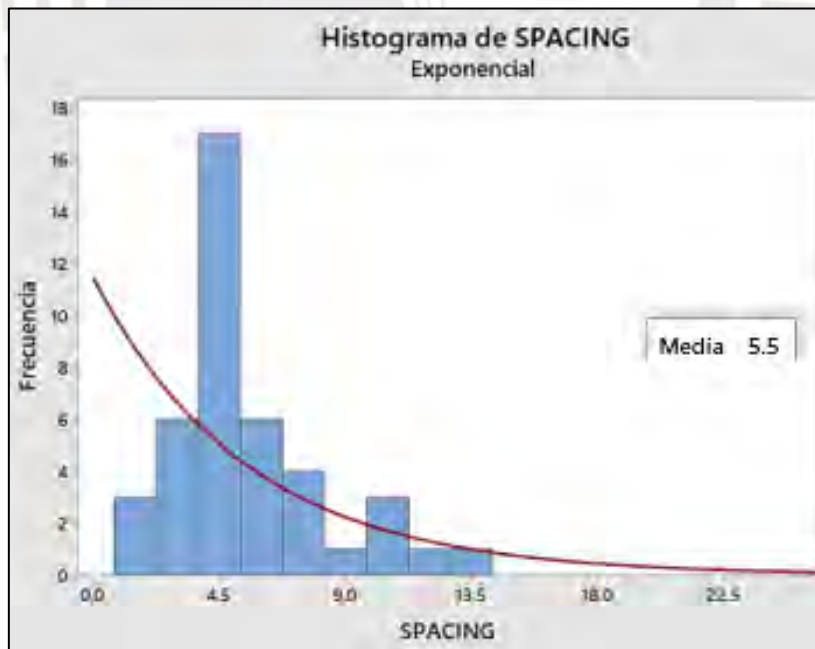
Distribución exponencial de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 2.2



Distribución exponencial de espaciamento de familia 1 – Sector de análisis 2.2



Distribución exponencial de persistencia de familia 1 – Sector de análisis 2.3



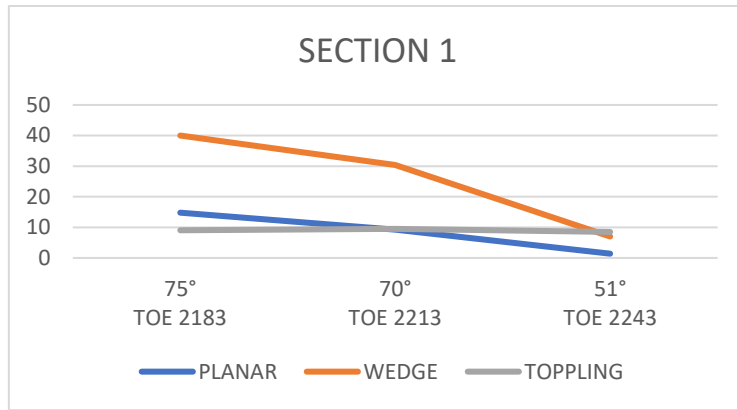
Distribución exponencial de espaciamento de familia 1 – Sector de análisis 2.3

7. Análisis cinemático en los sectores de análisis

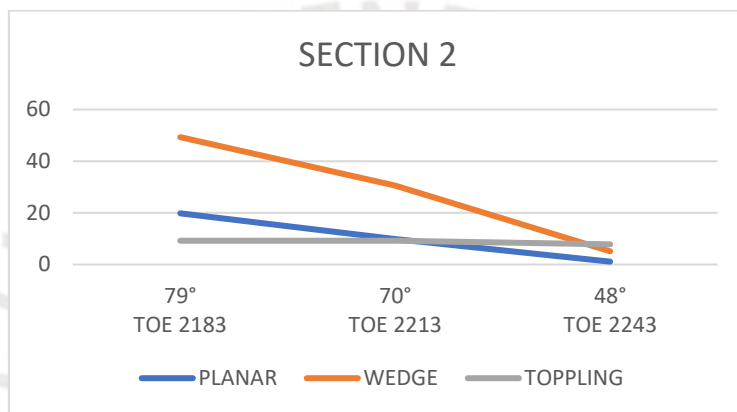


SECTION	TOE	CREST	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	PLANAR	WEDGE	TOPPLING
1	2183	2213	75	303	14.8	40	9
	2213	2243	70	303	9.2	30.4	9.5
	2243	2273	51	303	1.4	7	8.5
2	2183	2213	79	305	19.8	49.3	9.2
	2213	2243	70	305	9.9	30.6	9.2
	2243	2273	48	305	1.1	5.1	7.8
3	2183	2213	74	306	14.5	38.9	9.1
	2213	2243	65	306	7	22.4	9.2
	2243	2273	44	306	0.7	3.5	7.1
4	2183	2213	78	310	18	47.7	12
	2213	2243	65	310	6	23.1	12
	2243	2273	51	310	1.4	6.7	10.9
5	2123	2153	73	316	13.7	39.1	16.6
	2153	2183	88	316	22.6	59.3	16.6
	2183	2213	88	316	22.6	59.3	16.6
	2213	2243	71	316	12	34	16.6
	2243	2273	57	316	15.5	12.4	15.5
6	2183	2213	75	324	17.6	43.2	14.1
	2213	2243	73	324	16.2	40	14.1
	2243	2273	38	324	0.3	1	8.4
7	2123	2153	63	325	8.4	22	13.7
	2153	2183	66	325	11.3	27.3	13.7
	2183	2213	70	325	13.7	35.4	13.7
	2213	2243	64	325	9.5	23.7	13.7
	2243	2273	32	325	0	0.13	3.5
8	2123	2153	75	327	19	43.8	14.1
	2153	2183	69	327	14.4	34.2	14.1
	2183	2213	71	327	15.9	37.7	14.1
	2213	2243	63	327	8.4	22.3	14.3
9	2123	2153	70	333	15.5	37.7	12.3
	2153	2183	69	333	14.4	35.9	12.3
	2183	2213	65	333	11.6	28.2	12.3
	2213	2243	59	333	4.9	15.6	12.3

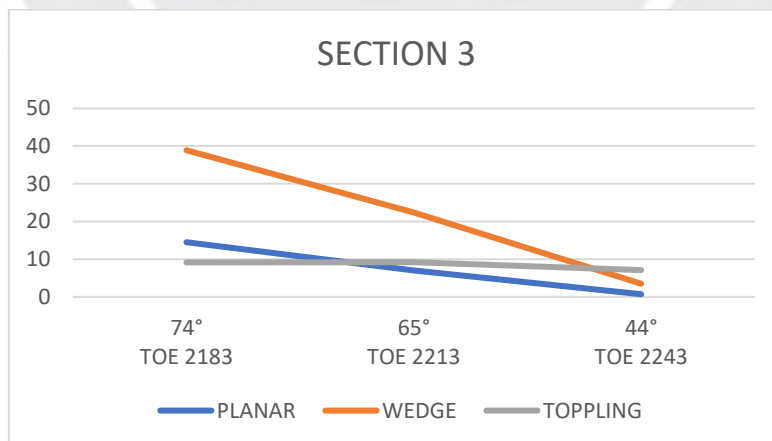
Probabilidad de ocurrencia de falla planar, en cuña y toppling - Sector de análisis 1



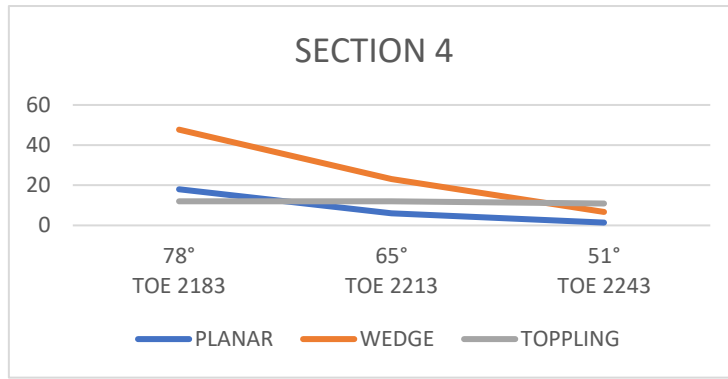
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 1 - Sector de análisis 1



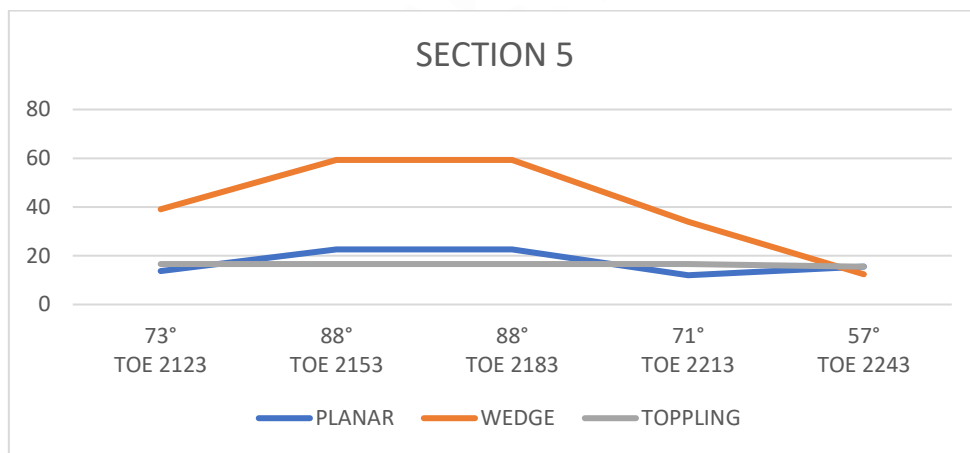
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 2 - Sector de análisis 1



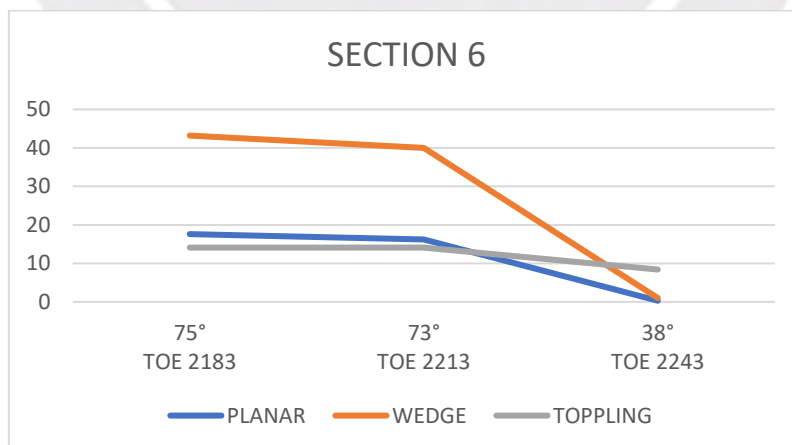
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 3 - Sector de análisis 1



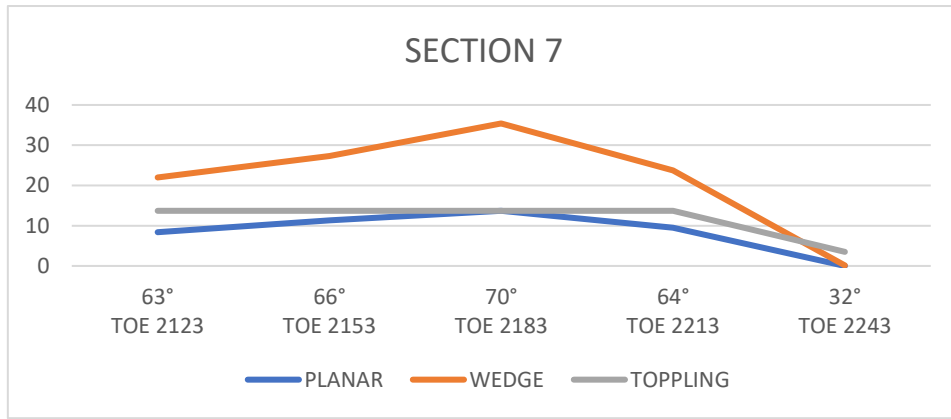
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 4 - Sector de análisis 1



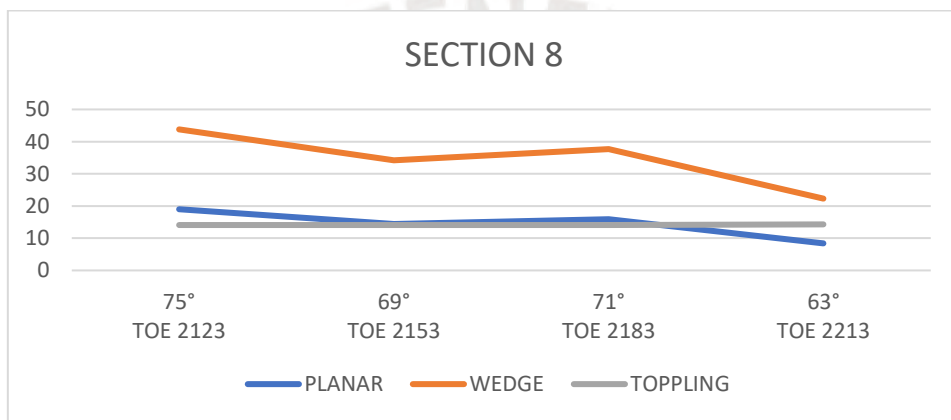
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 5 - Sector de análisis 1



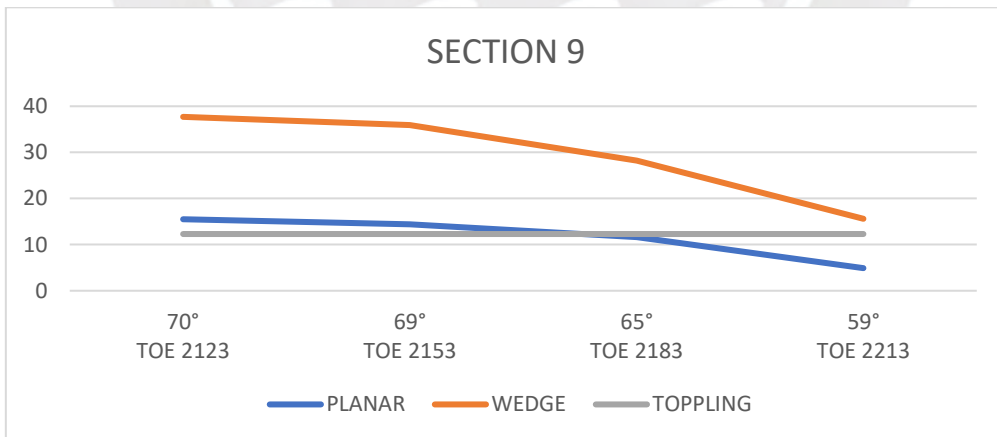
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 6 - Sector de análisis 1



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 7 - Sector de análisis 1



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 8 - Sector de análisis 1



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 9 - Sector de análisis 1

SECTION	TOE	CREST	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	PLANAR	WEDGE	TOPPLING
1	2453	2483	66	65	21.6	42.5	4
	2483	2513	66	65	21.6	42.5	4
	2513	2543	63	65	19.2	37.4	4
	2543	2573	57	65	15	27.1	4
	2573	2603	63	65	19.2	37.4	4
	2603	2633	68	65	22.6	45.6	4.1
2	2453	2483	63	61	22.1	40.8	4.1
	2483	2513	75	61	32.7	59.6	4.3
	2513	2543	66	61	24.9	45.7	4.1
	2543	2573	63	61	22.1	40.8	4.1
	2573	2603	57	61	17.5	30.6	4
	2603	2633	59	61	18.2	33.8	4

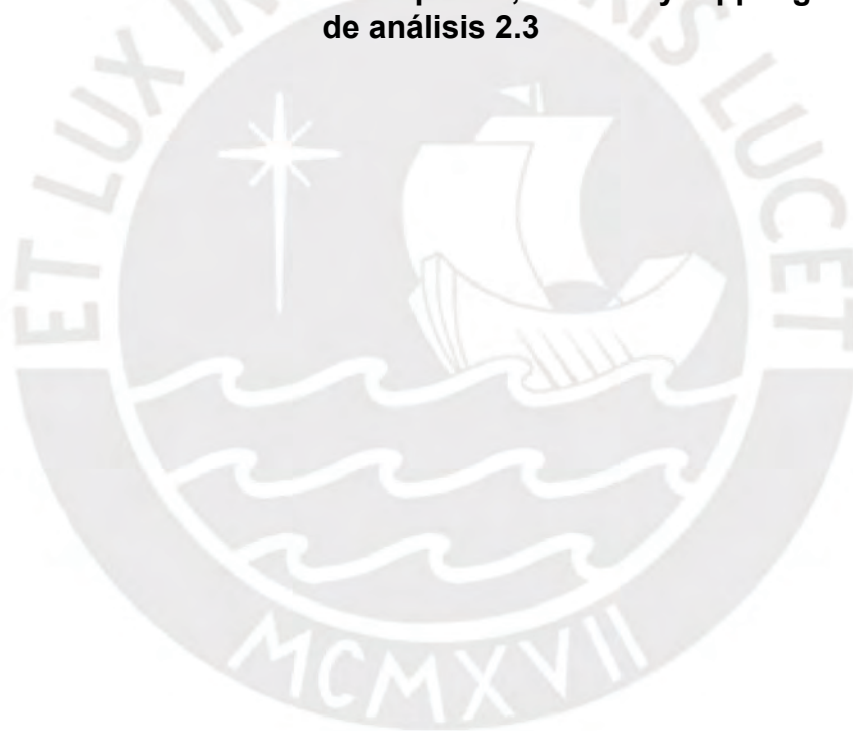
Probabilidad de ocurrencia de falla planar, en cuña y toppling- Subsector de análisis 2.1

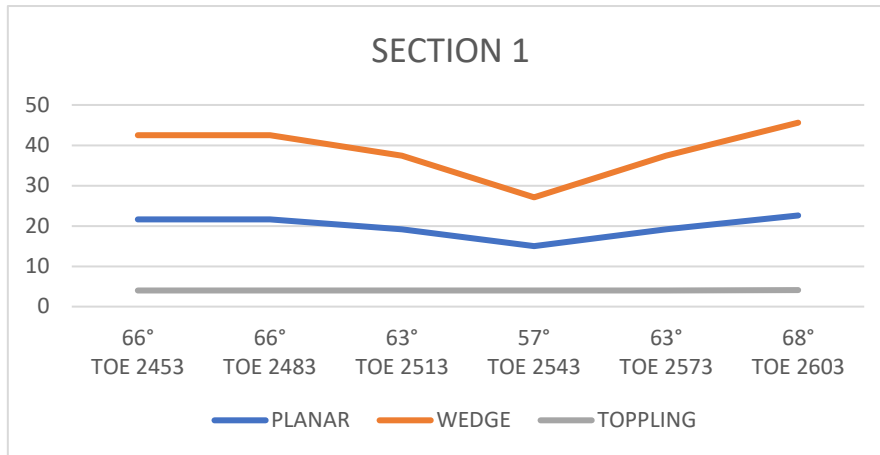
SECTION	TOE	CREST	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	PLANAR	WEDGE	TOPPLING
3	2483	2513	63	42	19.6	37.5	7.8
	2513	2543	67	42	21	41.6	7.9
	2543	2573	57	42	17.6	31.2	7.4
	2573	2603	60	42	18.7	34.5	7.6
	2603	2633	56	42	17.2	30	7.4
4	2483	2513	71	42	22.8	45.8	6.9
	2513	2543	65	42	20.3	39.5	7.8
	2543	2573	65	42	20.3	39.5	7.8
	2573	2603	67	42	21	41	7.9
	2603	2633	58	42	17.9	32.3	7.5
5	2483	2513	70	33	28.7	50.6	8
	2513	2543	68	33	27.9	48.5	8
	2543	2573	69	33	28.3	49.6	8
	2573	2603	68	33	27.9	48.5	8
	2603	2633	66	33	26.8	46.1	7.9

Probabilidad de ocurrencia de falla planar, en cuña y toppling- Subsector de análisis 2.2

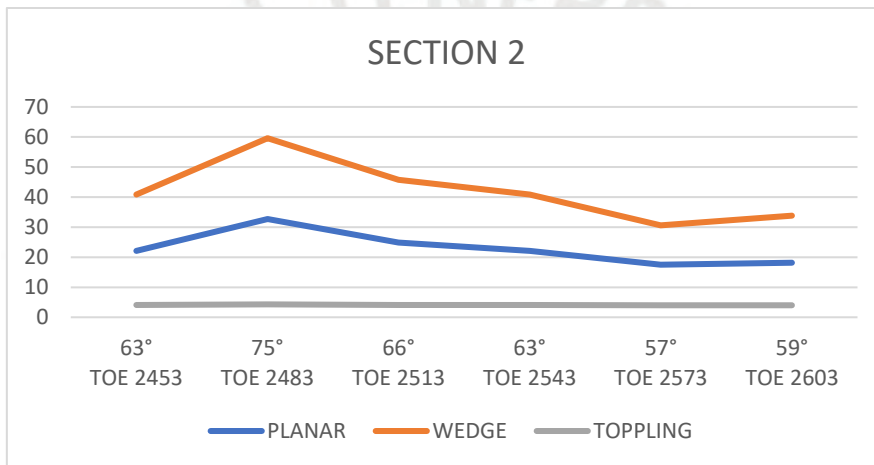
SECTION	TOE	CREST	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	PLANAR	WEDGE	TOPPLING
6	2483	2513	67	26	20.4	36.9	6.8
	2513	2543	64	26	19	34.2	6.7
	2543	2573	68	26	21	37.9	6.8
	2573	2603	66	26	19.6	36	6.7
	2603	2633	62	26	18.1	32.3	6.6
7	2513	2543	55	24	14.9	25.1	7.5
	2543	2573	64	24	19.8	35	7.9
	2573	2603	72	24	23.3	42.5	8
8	2513	2543	67	19	22	39	10.8
	2543	2573	68	19	22.3	39.9	10.8
	2573	2603	71	19	23.8	42.8	10.8
9	2513	2543	60	20	18.7	31.6	10.1
	2543	2573	65	20	20.8	36.9	10.2
	2573	2603	65	20	20.8	36.9	10.2

Probabilidad de ocurrencia de falla planar, en cuña y toppling- Subsector de análisis 2.3

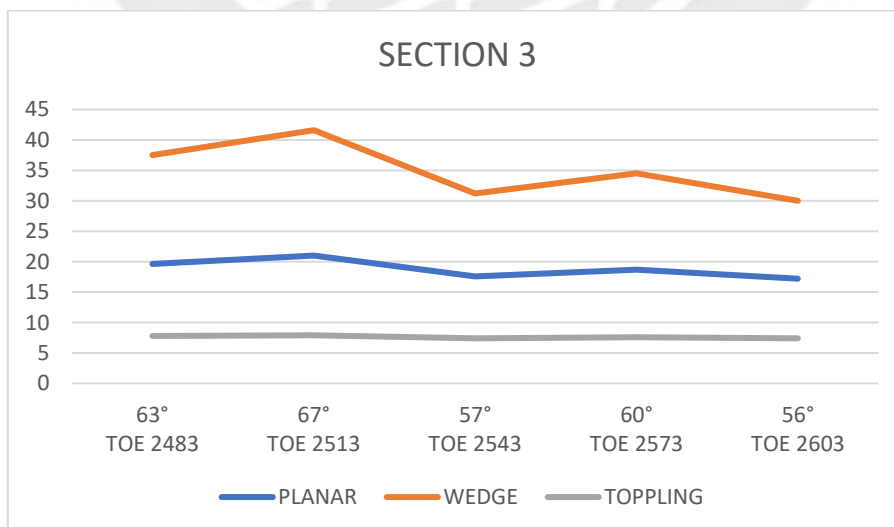




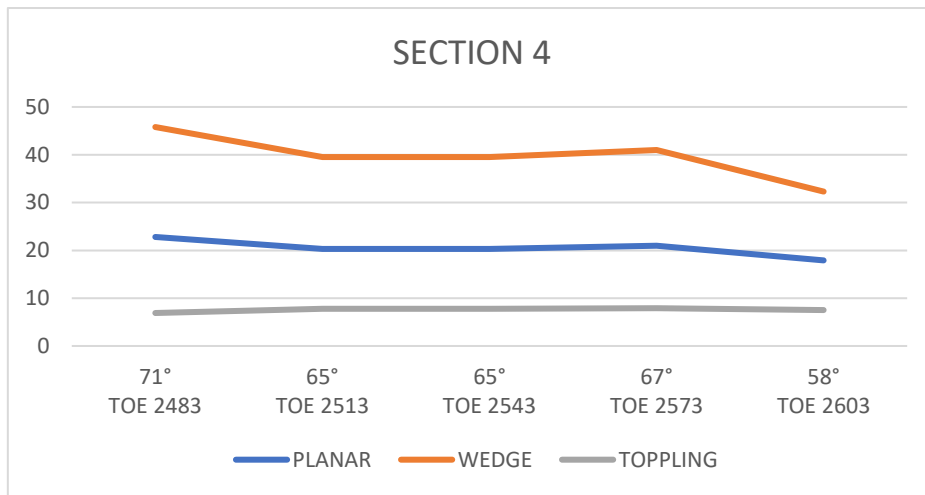
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 1 - Subsector de análisis 2.1



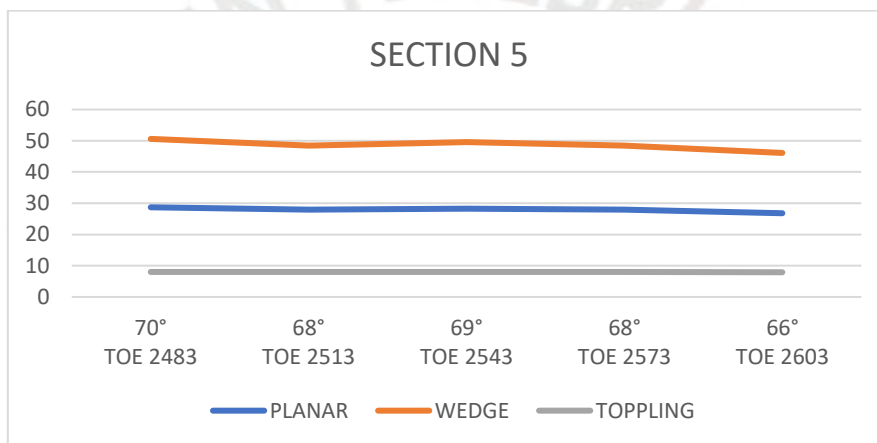
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 2 - Subsector de análisis 2.1



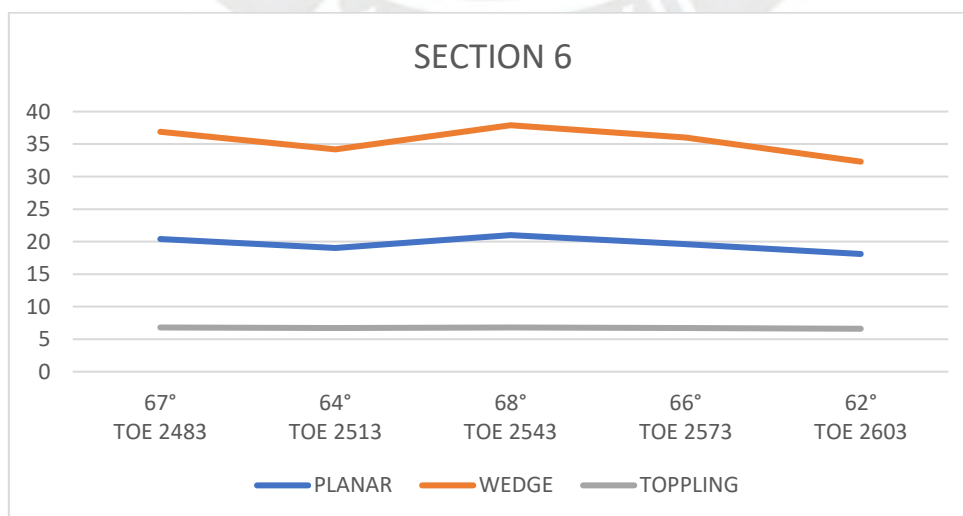
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 3 - Subsector de análisis 2.2



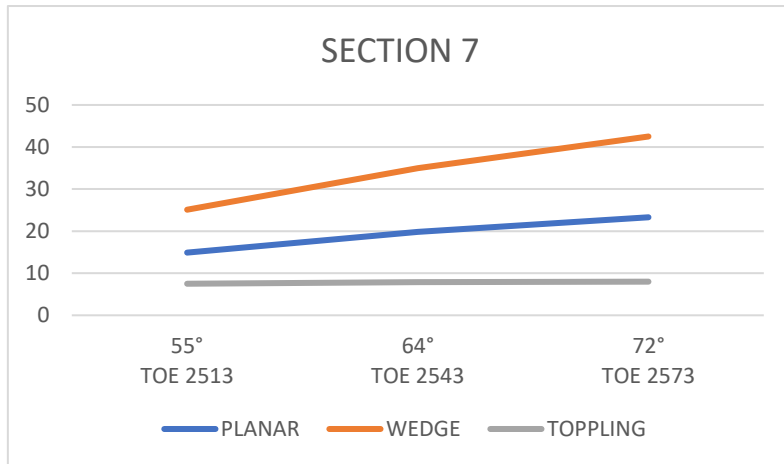
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 4 - Subsector de análisis 2.2



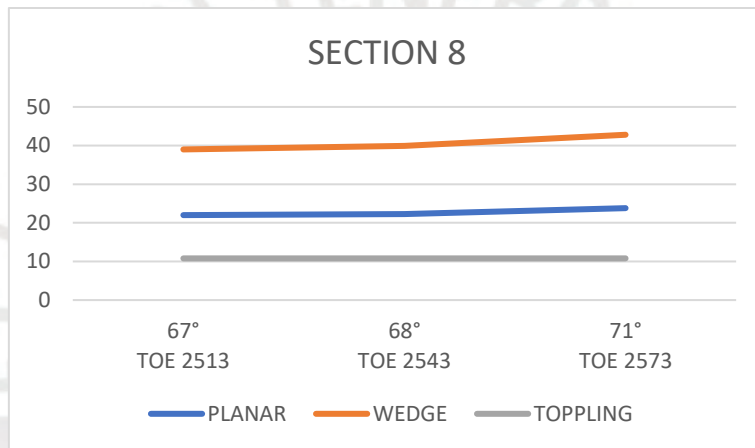
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 5 - Subsector de análisis 2.2



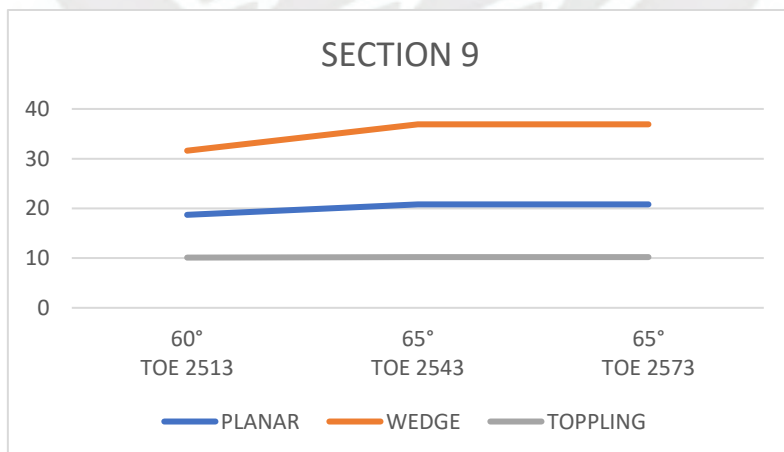
Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 6 - Subsector de análisis 2.3



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 7 - Subsector de análisis 2.3



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 8 - Subsector de análisis 2.3



Probabilidad de ocurrencia de falla - Sección 6 - Subsector de análisis 2.3

8. Análisis probabilístico keyblock en los sectores de análisis



	DIP	DIP DIRECTION	RANGE
F1	66	339	15
F2	72	307	12
F3	82	144	13
F4	67	273	15

Dip y dip direction - Sector de análisis 1

	SPACING_MEAN	SPACING_MIN	SPACING_MAX	LENGTH_MEAN	LENGTH_MIN	LENGTH_MAX
F1	9	1	21	6	1	22
F2	8	1	23	6	1	16
F3	7	1	20	5	1	19
F4	8	1	21	4	1	10

Espaciamiento y persistencia - Sector de análisis 1

	C	PHI
F1	0	27
F2	0	27
F3	0	27
F4	0	27

Cohesión y ángulo de fricción - Sector de análisis 1



SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	FS (phi=27°)	PoF(%)	Comments
1	2183	2213	9.4	75	303	0.6	17	
	2213	2243	8.7	70	303	1.1	13	
	2243	2273	3.9	51	303	3	11	
2	2183	2213	12	79	305	0.6	12	
	2213	2243	5.4	70	305	1.1	14	
	2243	2273	2.8	48	305	3.2	11	
3	2183	2213	11.5	74	306	0.5	10	
	2213	2243	9.6	65	306	1.5	20	
	2243	2273	0	44	306	4.4	10	
4	2183	2213	11.5	78	310	0.4	14	Sliding
	2213	2243	8.9	65	310	1.6	10	
	2243	2273	5.4	51	310	1.8	11	
5	2123	2153	pit final	73	316	-	-	
	2153	2183	12.3	88	316	0.4	25	
	2183	2213	12.3	88	316	0.5	25	Potential
	2213	2243	7	71	316	0.6	24.4	
	2243	2273	6.3	57	316	1	22	
6	2183	2213	12.7	75	324	0.4	17	
	2213	2243	8.9	73	324	0.4	16	
	2243	2273	0	38	324	-	-	
7	2123	2153	pit final	63	325	-	-	
	2153	2183	20.9	66	325	0.9	15	
	2183	2213	13.4	70	325	0.5	20	
	2213	2243	8.9	64	325	1.9	9	
	2243	2273	0	32	325	-	-	
8	2123	2153	pit final	75	327	-	-	
	2153	2183	21.9	69	327	0.5	16	
	2183	2213	13.4	71	327	0.6	21	
	2213	2243	9.1	63	327	1.9	5	
9	2123	2153	pit final	70	333	-	-	
	2153	2183	19.8	69	333	0.8	20	
	2183	2213	13.4	65	333	3.8	7	
	2213	2243	8.6	59	333	6.3	6	

Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Sector de análisis 1

	DIP	DIP DIRECTION	RANGE
F1	55	42	25
F2	74	78	18
F3	87	239	20

Dip y dip direction - Subsector de análisis 2.1

	DIP	DIP DIRECTION	RANGE
F1	51	47	27
F2	73	72	17
F3	85	226	25

Dip y dip direction - Subsector de análisis 2.2

	DIP	DIP DIRECTION	RANGE
F1	48	87	26
F2	81	218	32
F3	83	177	25
F4	79	63	18
F5	85	247	12

Dip y dip direction - Subsector de análisis 2.3

	SPACING_MEAN	SPACING_MIN	SPACING_MAX	LENGTH_MEAN	LENGTH_MIN	LENGTH_MAX
F1	4	1	8	3	1	31
F2	6	1	12	2	1	28
F3	9	3	18	2	1	6

Espaciamento y persistencia - Subsector de análisis 2.1

	SPACING_MEAN	SPACING_MIN	SPACING_MAX	LENGTH_MEAN	LENGTH_MIN	LENGTH_MAX
F1	6	1	11	3	1	66
F2	5	2	11	2	1	15
F3	5	2	10	1	1	11

Espaciamento y persistencia - Subsector de análisis 2.2

	SPACING_MEAN	SPACING_MIN	SPACING_MAX	LENGTH_MEAN	LENGTH_MIN	LENGTH_MAX
F1	6	2	11	3	1	26
F2	6	3	13	2	1	9
F3	7	2	14	2	1	5
F4	7	2	15	2	1	7
F5	9	2	18	2	1	5

Espaciamento y persistencia - Subsector de análisis 2.3

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21

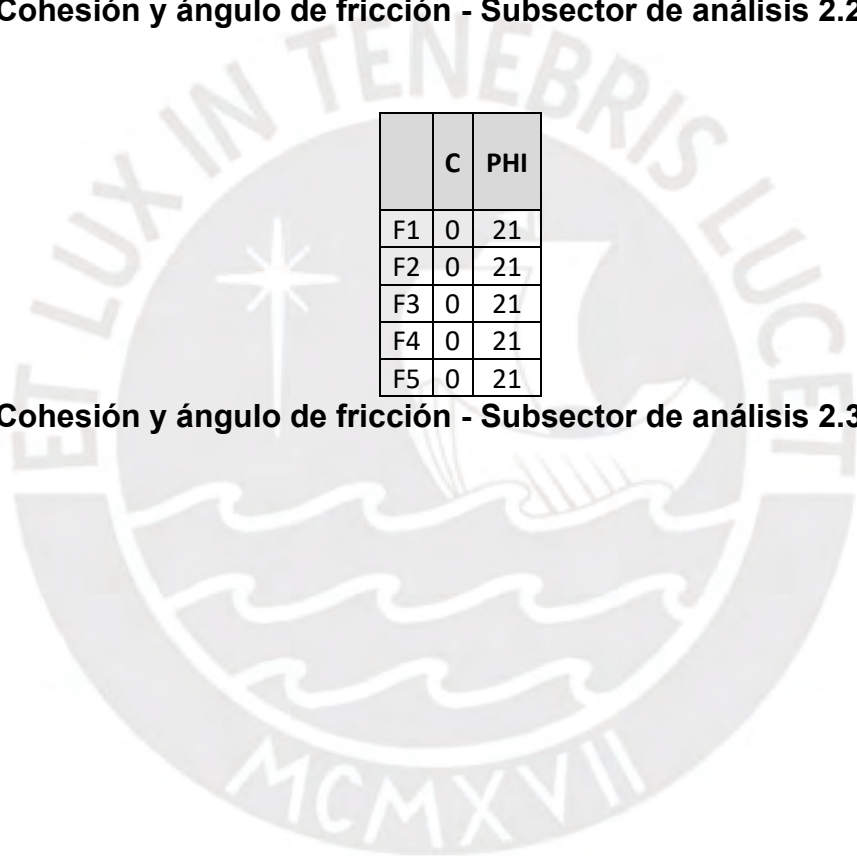
Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.1

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21

Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.2

	C	PHI
F1	0	21
F2	0	21
F3	0	21
F4	0	21
F5	0	21

Cohesión y ángulo de fricción - Subsector de análisis 2.3



SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	FS (phi=21°)	PoF(%)	Comments
1	2453	2483	rampa	66	65	-	-	
	2483	2513	19.4	66	65	1.3	10	
	2513	2543	28.4	63	65	1.2	12	
	2543	2573	16.5	57	65	0.9	19	
	2573	2603	13.5	63	65	1	11	
	2603	2633	12.8	68	65	0.9	15	
2	2453	2483	rampa	63	61	-	-	
	2483	2513	19.3	75	61	0.2	21	Potential
	2513	2543	30.2	66	61	0.4	19	
	2543	2573	17.4	63	61	1.7	8	
	2573	2603	10.1	57	61	0.8	16	Sliding
	2603	2633	7	59	61	0.7	17	

Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.1

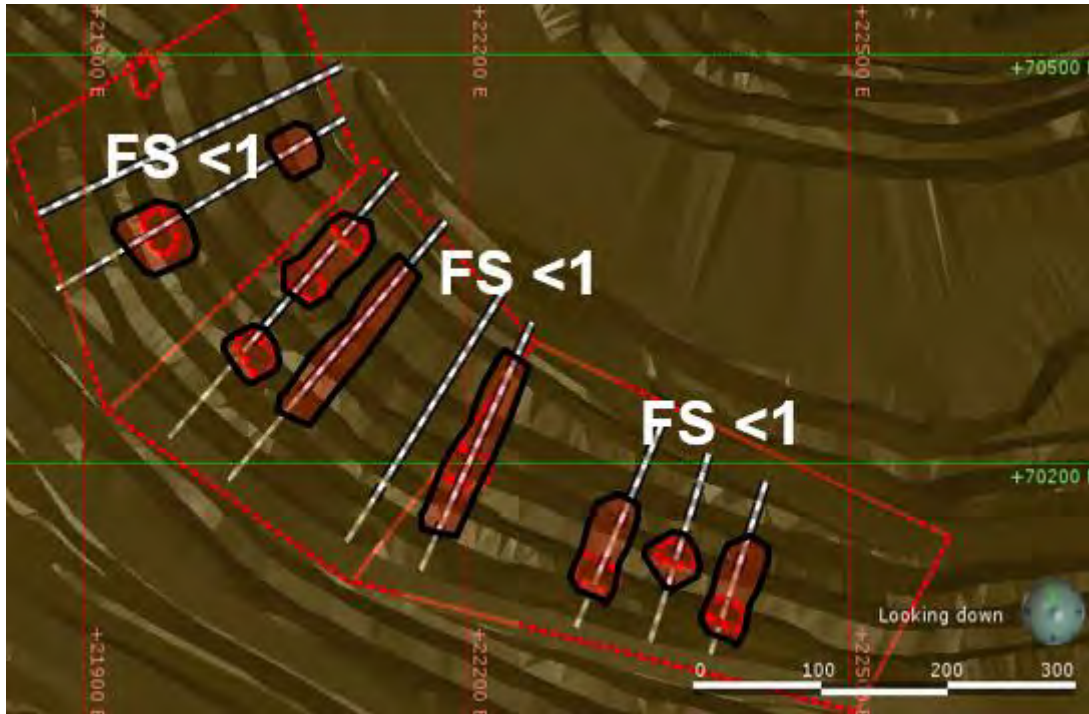
SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	FS (phi=21°)	PoF(%)	Comments
3	2483	2513	13.3	63	42	0.7	21	Sliding
	2513	2543	32	67	42	0.7	21	Sliding
	2543	2573	12.6	57	42	1.2	10	
	2573	2603	11.8	60	42	0.9	20	Sliding
	2603	2633	9.4	56	42	1.2	13	
4	2483	2513	13.7	71	42	0.6	23	Potential
	2513	2543	32.1	65	42	0.8	22	
	2543	2573	19.5	65	42	0.7	23	
	2573	2603	15.5	67	42	0.7	23	
	2603	2633	9.4	58	42	1.2	14	
5	2483	2513	11.3	70	33	1.2	15	
	2513	2543	33.2	68	33	1.3	10	
	2543	2573	17.9	69	33	1	15	
	2573	2603	13.1	68	33	1.1	16	
	2603	2633	9.9	66	33	1.2	14	

Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.2

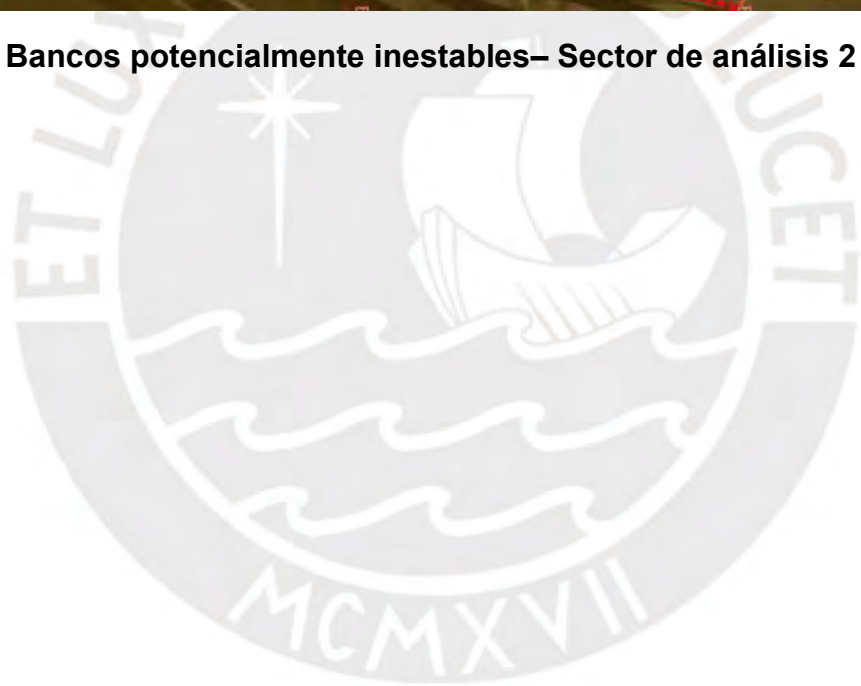
SECTION	TOE	CREST	BERM_REAL	DIP_REAL	DIP_DIRECTION	FS (phi=21°)	PoF(%)	Comments
6	2483	2513	7.8	67	26	0.8	19	
	2513	2543	32.2	64	26	0.8	19	
	2543	2573	16.2	68	26	0.8	19	Sliding
	2573	2603	13.7	66	26	0.8	18	Potential
	2603	2633	16.1	62	26	0.8	17	
7	2513	2543	14.4	55	24	0.8	20	
	2543	2573	11.6	64	24	0.8	21	Potential
	2573	2603	22.8	72	24	0.7	23	Sliding
8	2513	2543	14.6	67	19	1	23	
	2543	2573	17.1	68	19	0.9	21	Sliding
	2573	2603	18.5	71	19	0.8	25	
9	2513	2543	14.3	60	20	0.9	24	
	2543	2573	14.1	65	20	0.8	23	
	2573	2603	13.8	65	20	0.8	23	Sliding


Factor de seguridad – Probabilidad de falla – Subsector de análisis 2.3



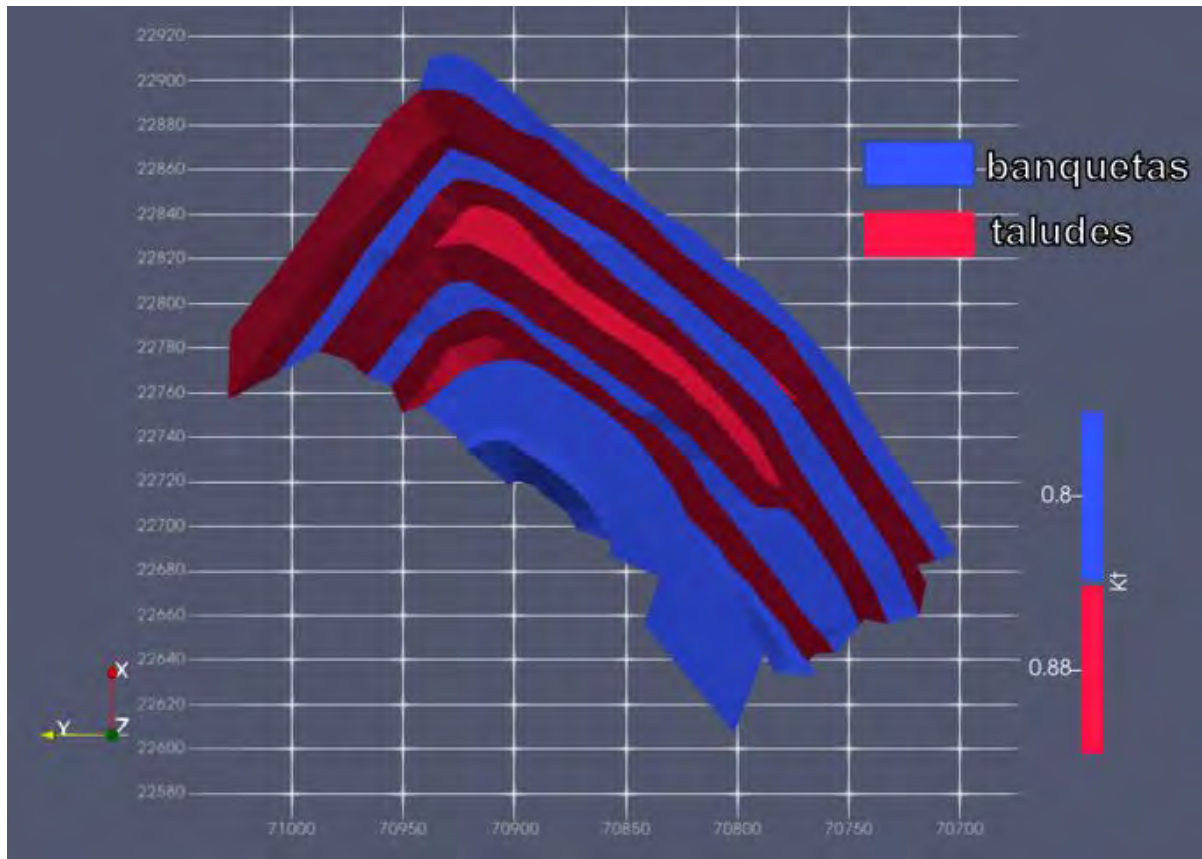


Bancos potencialmente inestables– Sector de análisis 2





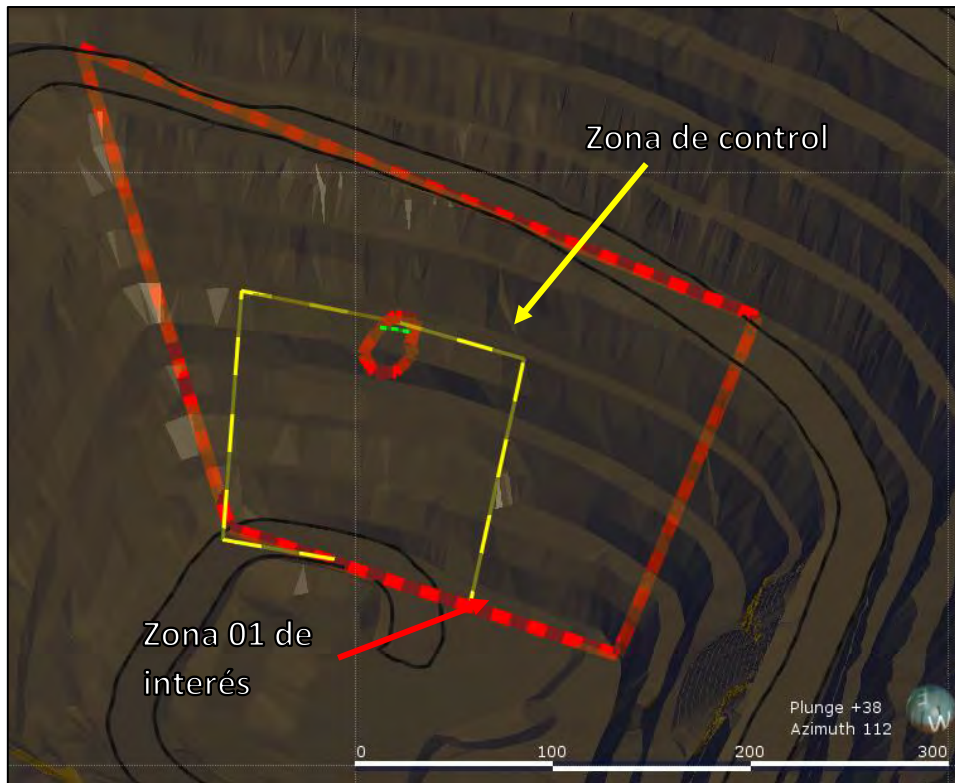
9. Proyección de caída de rocas en los sectores de análisis



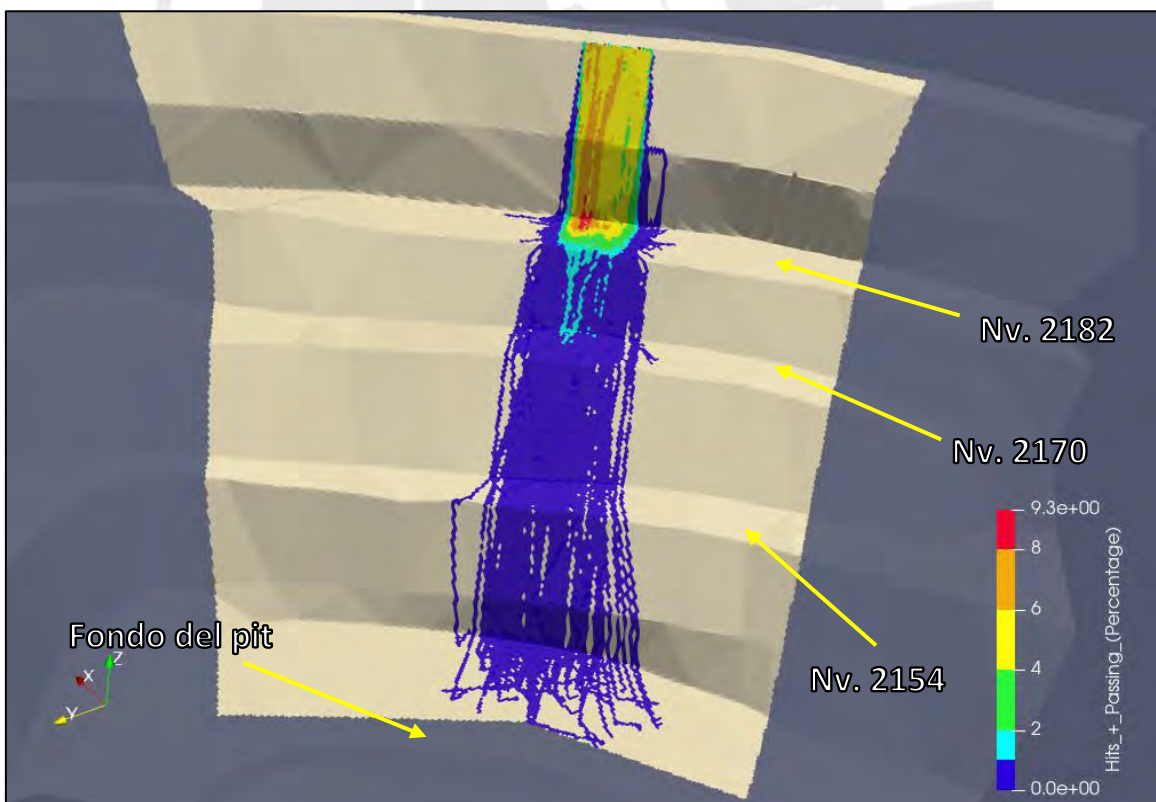
Topografía reducida en la zona de interes de analisis 1, con distribución de coeficiente de restitución normal y tangencial

Zona	Rn	Rt	Phi (°)
Roca	0.34	0.88	30
Spill	0.32	0.8	37

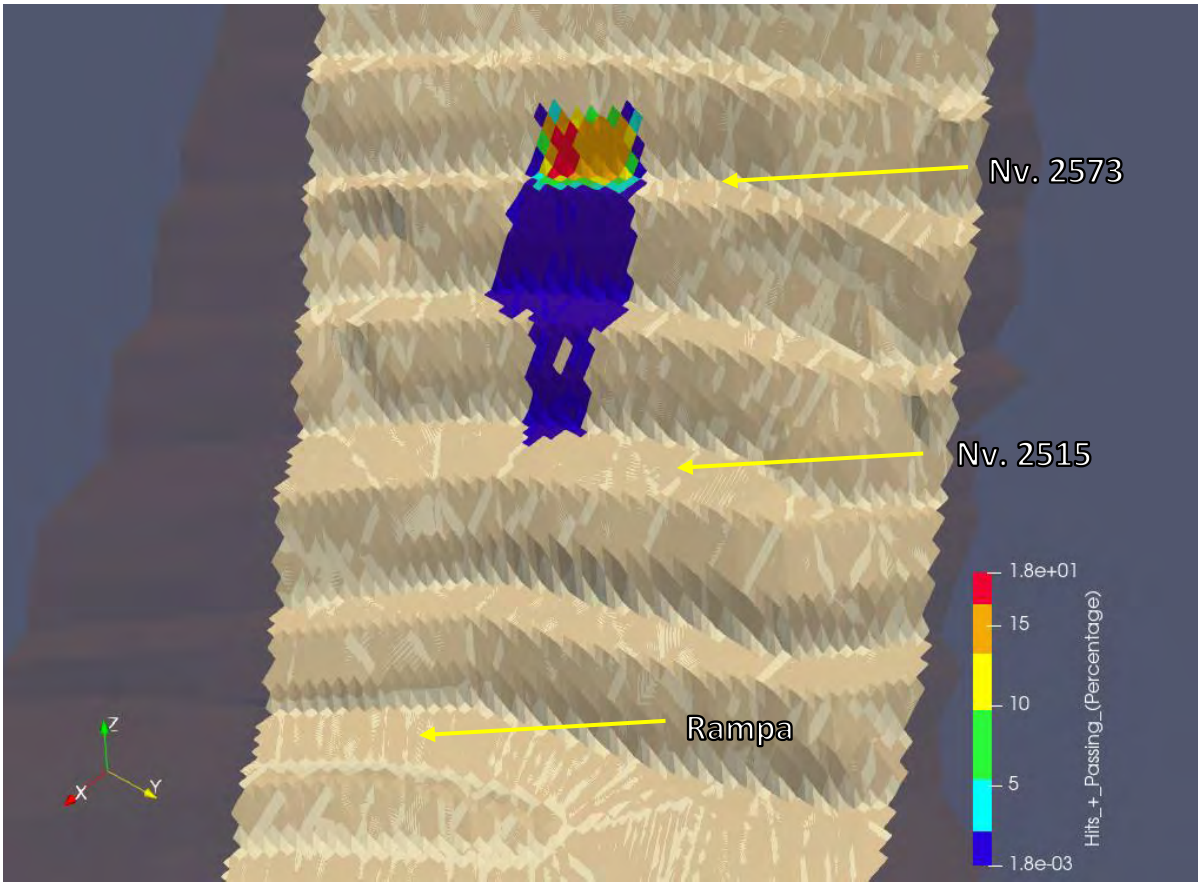
Propiedades del terreno según la zona del pit



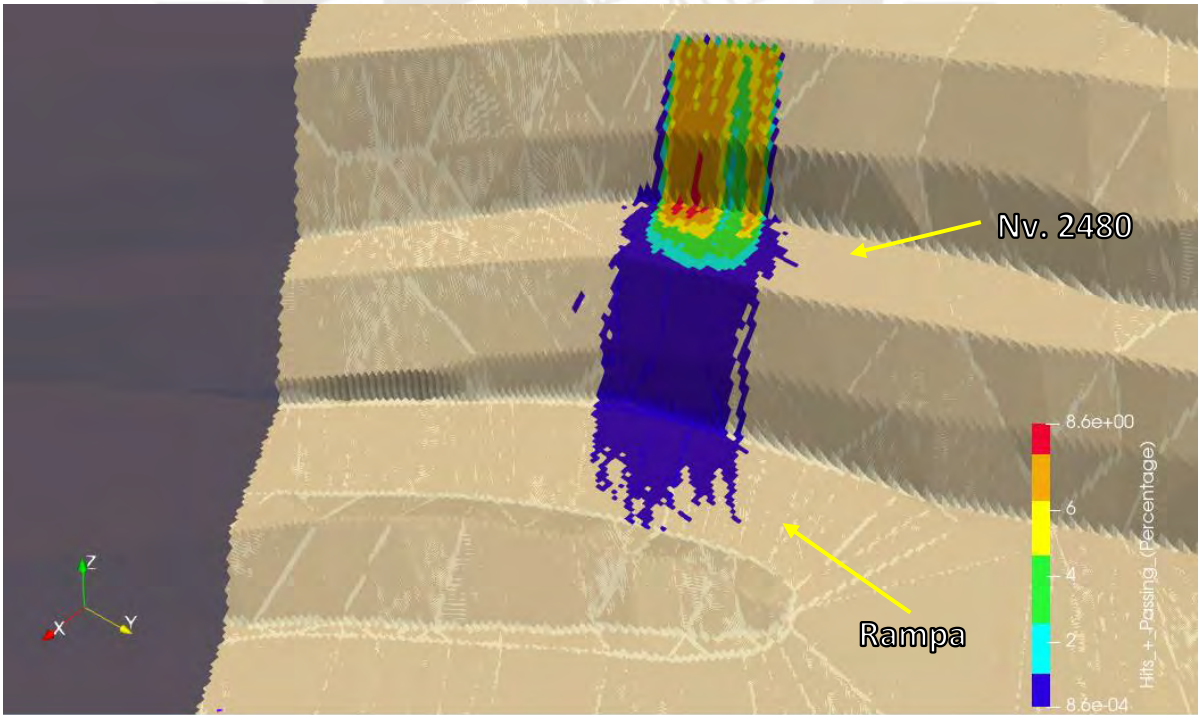
Zona de control (0.5 x 0.5 m) marcada por la línea amarilla en la zona de interés 1



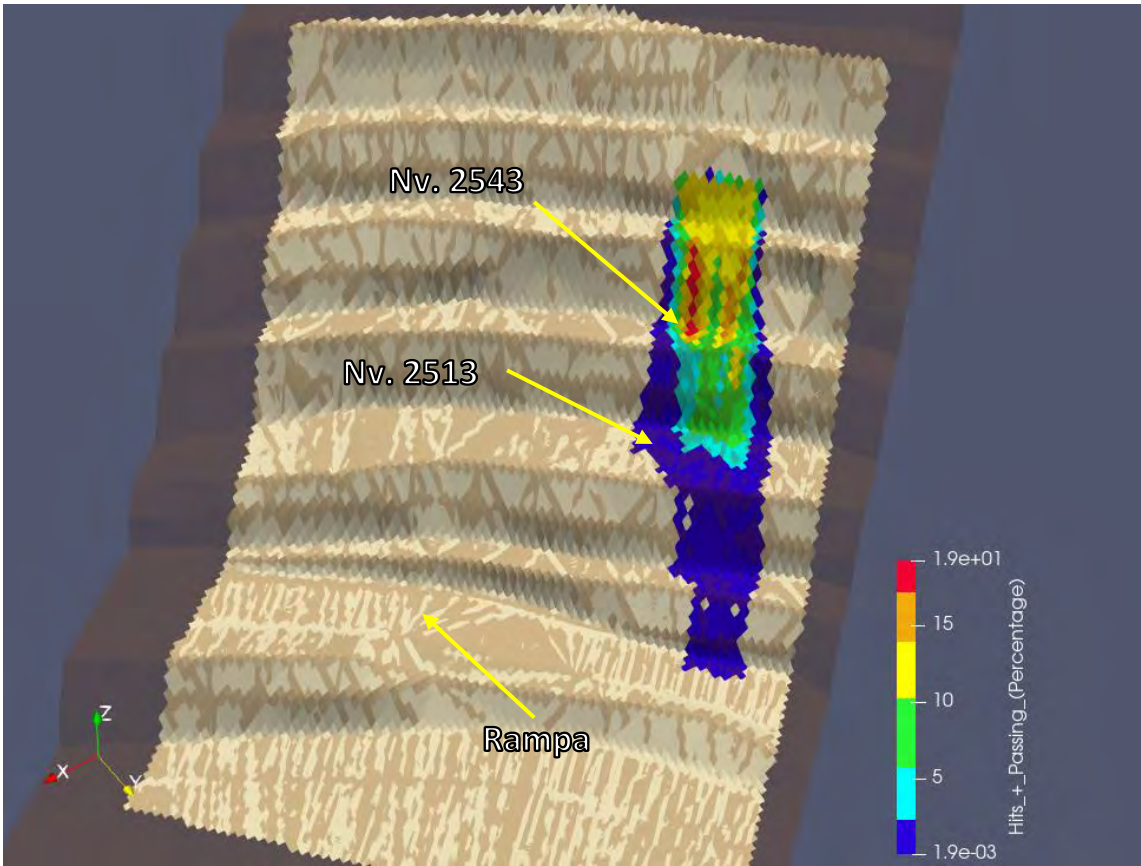
Zona de control con la probabilidad de la zona 1 con iteración de caída de rocas



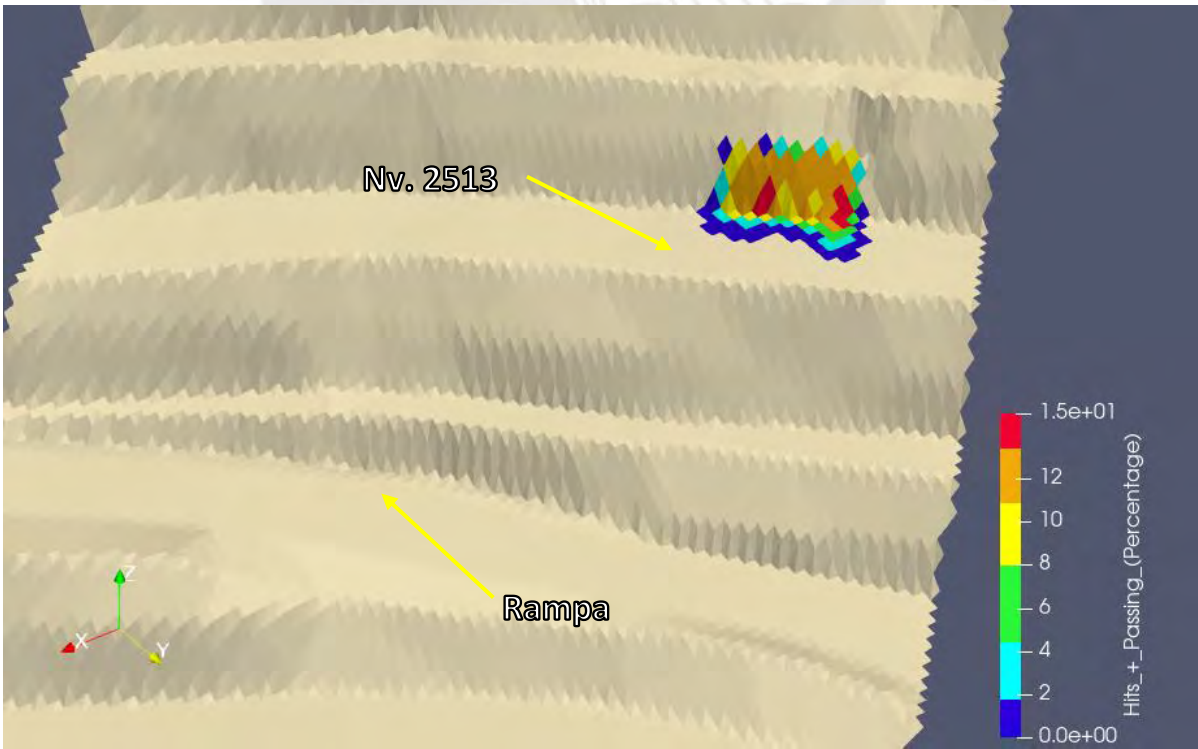
Zona de análisis 1 del subsector 1



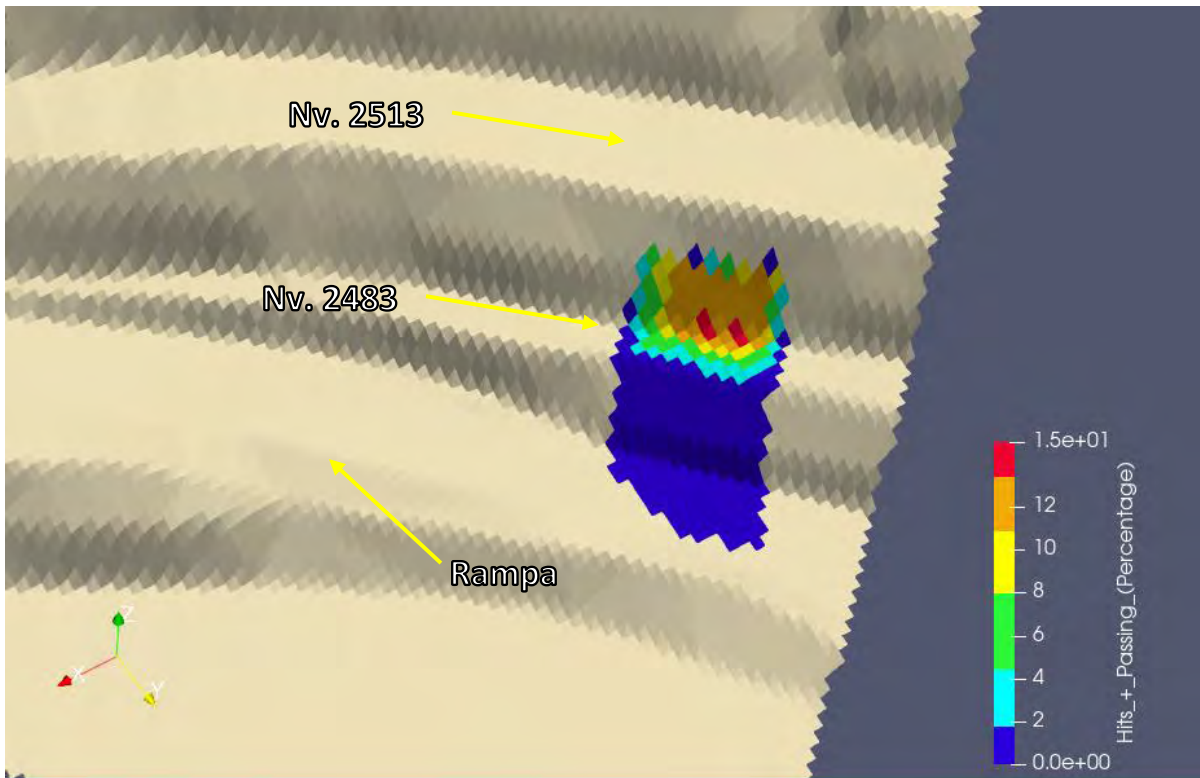
Zona de análisis 2 del subsector 1



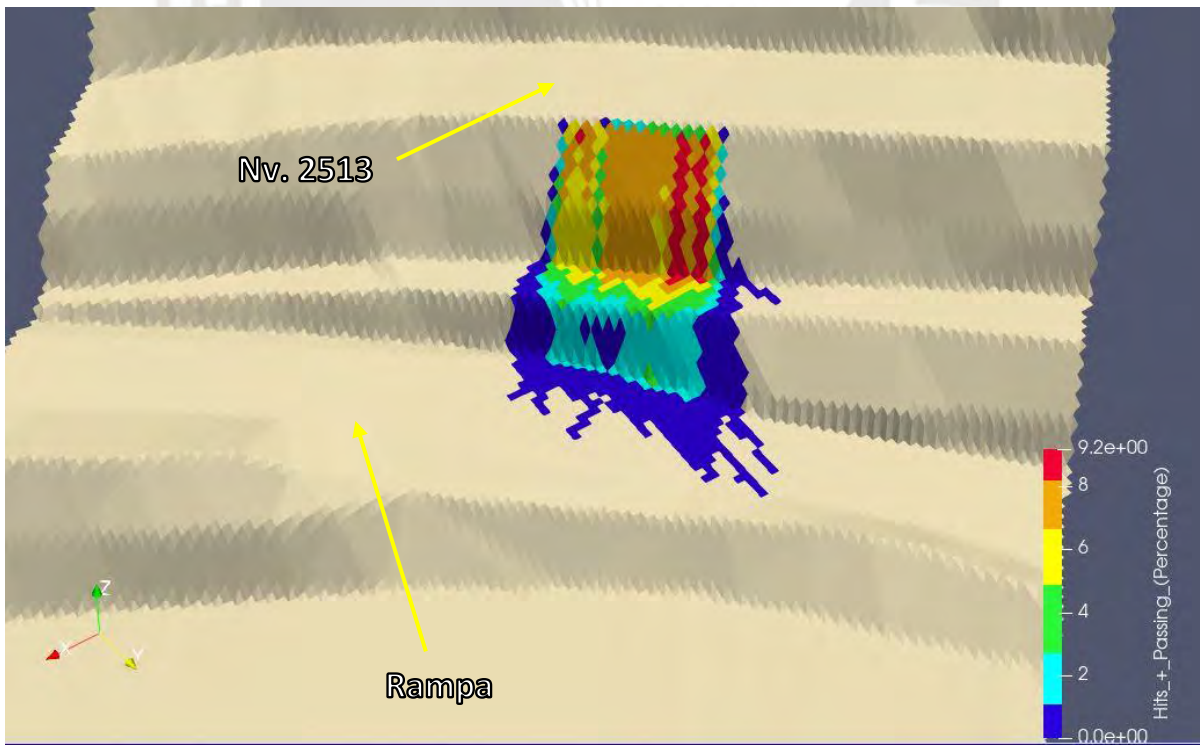
Zona de análisis 1 del subsector 2



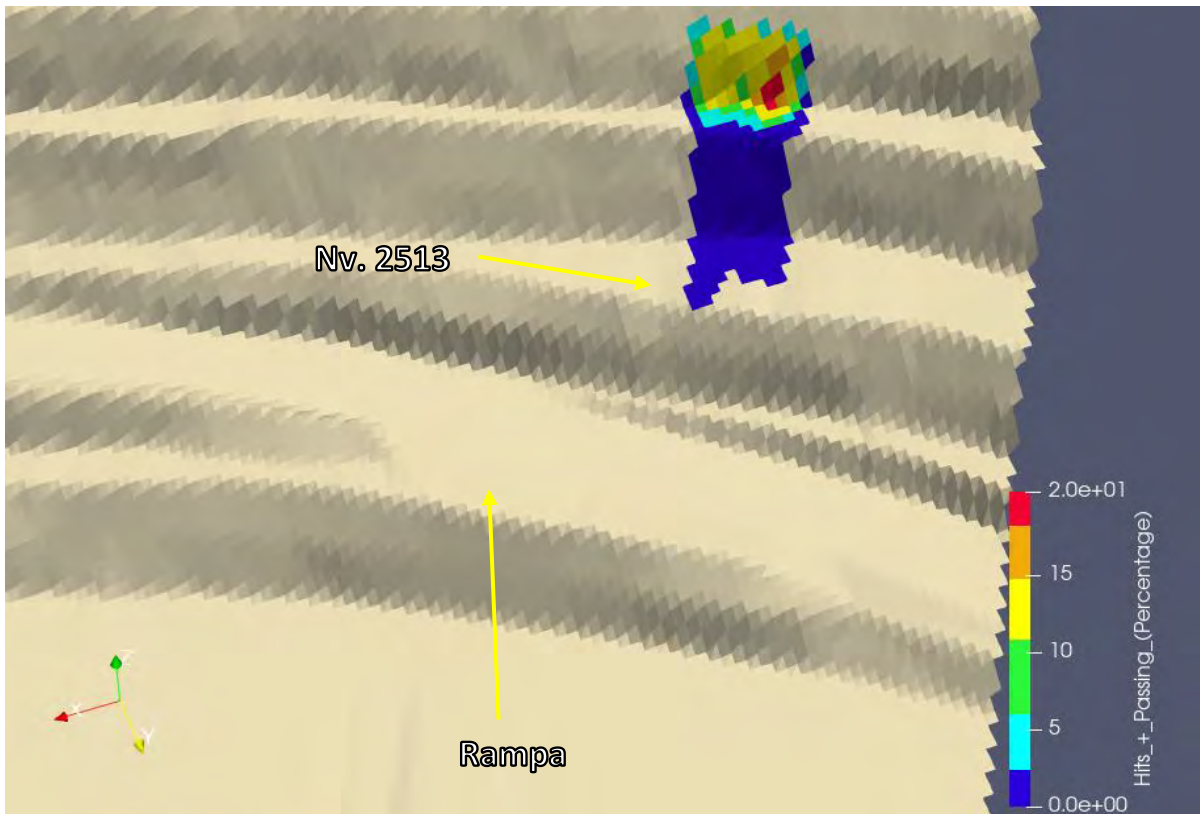
Zona de análisis 2 del subsector 2



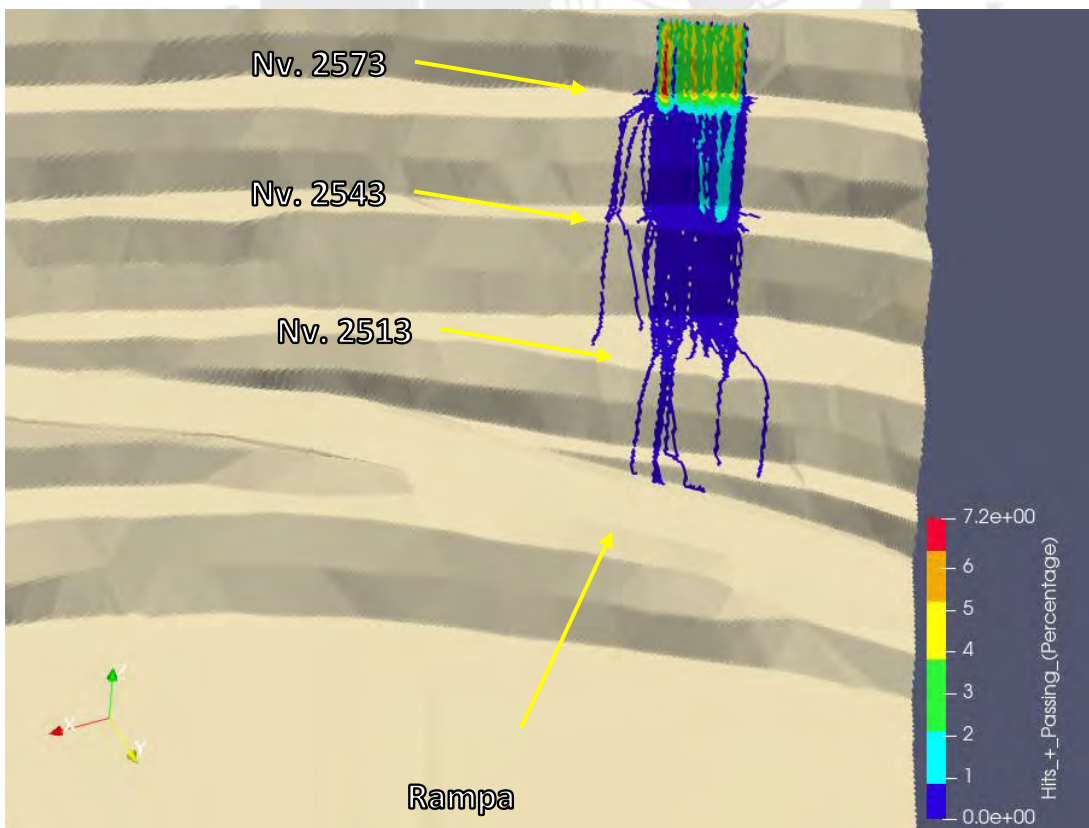
Zona de análisis 3 del subsector 2



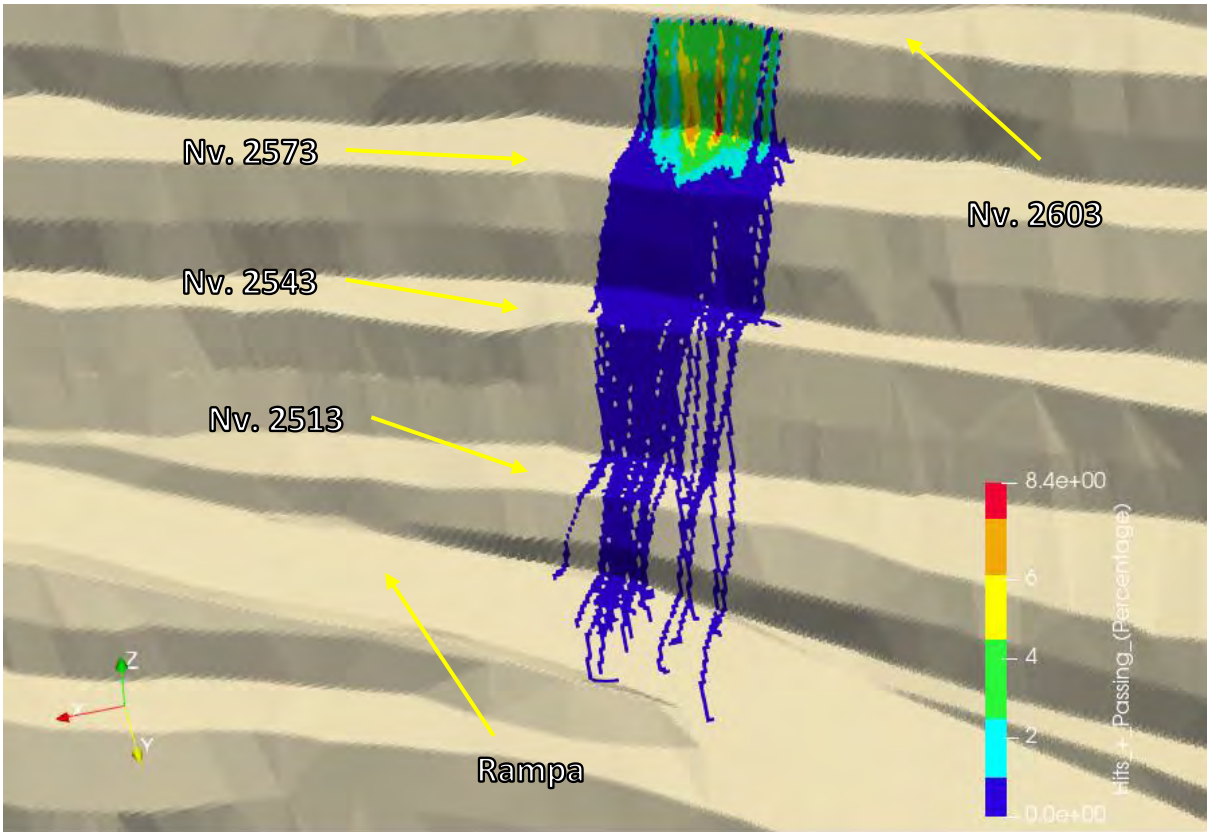
Zona de análisis 4 del subsector 2



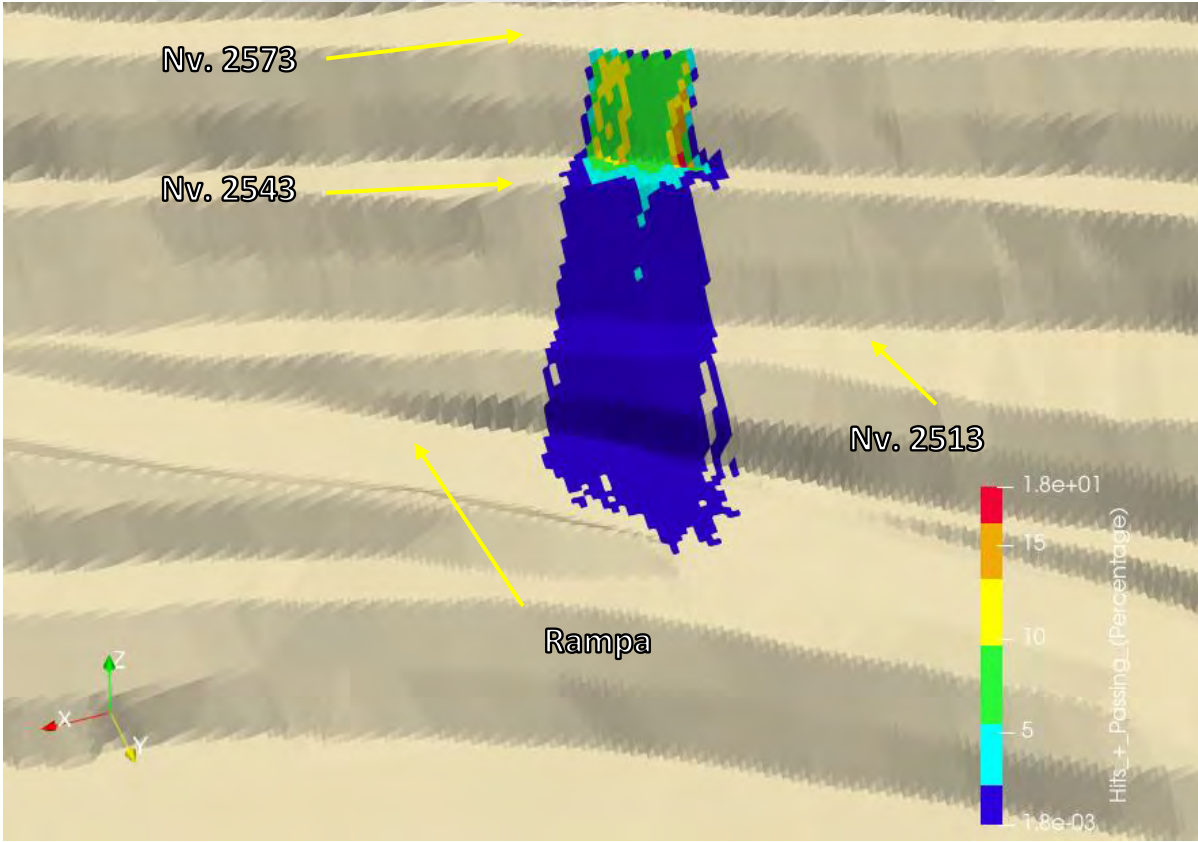
Zona de análisis 1 del subsector 3



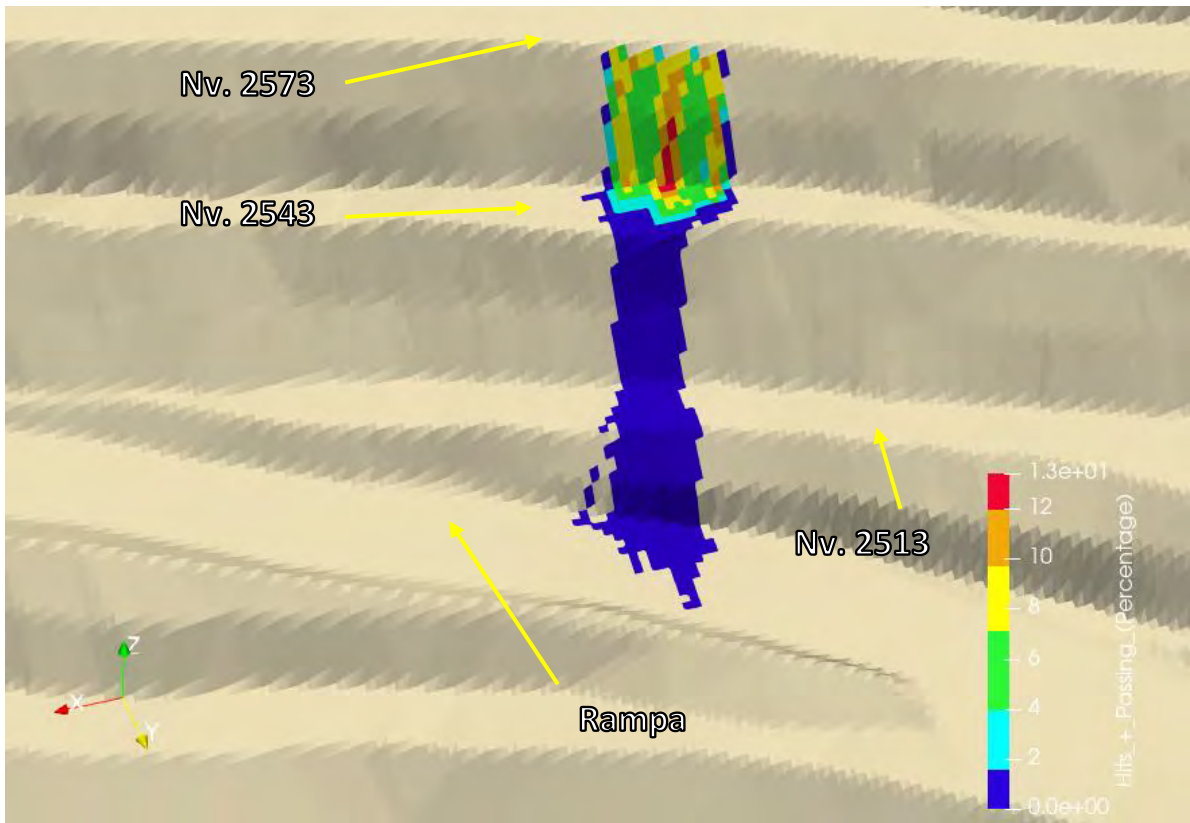
Zona de análisis 2 del subsector 3



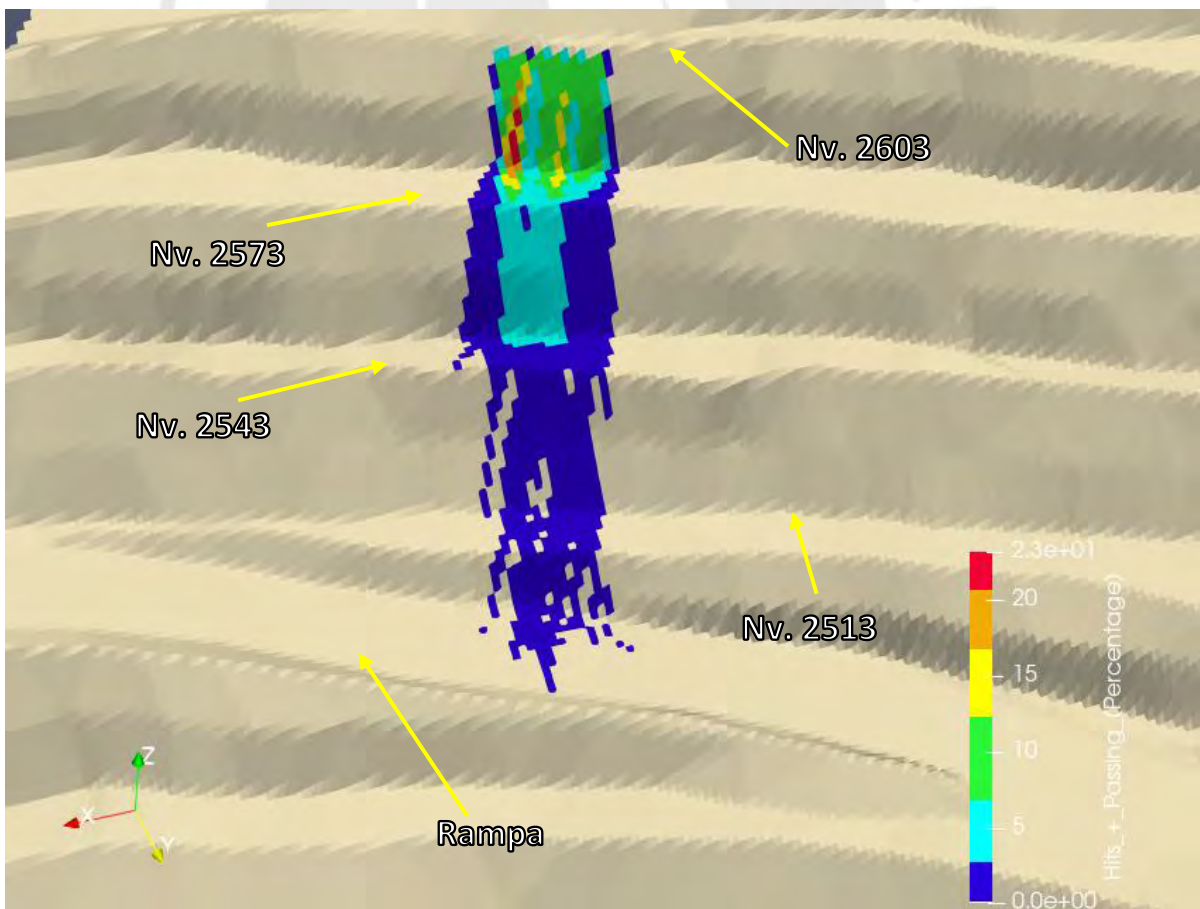
Zona de análisis 3 del subsector 3



Zona de análisis 4 del subsector 3



Zona de análisis 5 del subsector 3



Zona de análisis 6 del subsector 3