



**UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**EVALUACIÓN TÉCNICA ECONOMICA DE LA EXTRACCION DE VETAS  
REMANENTES EN MINA EL PEÑÓN**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

**ÁLVARO ESTEBAN MUÑOZ DÍAZ**

**PROFESOR GUÍA:  
JUAN MONTES ABALLAY**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
JIMMY AVENDAÑO GONZÁLEZ  
HANS GÖPFERT HIELBIG**

**SANTIAGO DE CHILE  
2018**

## **RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL**

**TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas

**POR:** Álvaro Esteban Muñoz Díaz

**PROFESOR GUÍA:** Juan Montes Aballay

### **EVALUACIÓN TÉCNICA ECONÓMICA DE LA EXTRACCIÓN DE VETAS REMANENTES EN MINA EL PEÑÓN**

El tema propuesto consiste en la evaluación técnica económica de la extracción de vetas remanentes en Mina El Peñón, propiedad de Yamana Gold, cuyo objetivo, además de determinar lo anteriormente señalado, es la generación de un protocolo de evaluación de reservas a partir de recursos remanentes, sujeto a una evaluación económica, geomecánica y realización del diseño. Esto con el fin de aumentar las reservas del yacimiento y, por consiguiente, el valor económico de la empresa.

Los recursos remanentes existentes en los distintos sectores de Mina El Peñón consideran un total de 137 [koz] de oro y 3.9 [Moz] de plata, los cuales se encuentran presentes en 29 sectores.

A partir de las características de cada bloque, en función de su distancia a labores explotadas, profundidad y posibilidad de acceso, se determinó que los métodos a utilizar y que facilitan la explotación corresponden a *Glory Hole* y *Bench and Fill*, además de la utilización de Undercuts en algunos sectores.

Luego de la evaluación económica, geomecánica y diseños generados, se logró determinar que las reservas, producto de los recursos remanentes, consideran un 11% de los recursos remanentes de oro, y 5% de plata. Esto es debido a que ciertas SMU “inviabiles” se encuentran a una distancia menor a la permitida geomecánicamente, o producto de los desarrollos necesarios para acceder a estos, su extracción se vuelve económicamente inviable.

Finalmente, se presenta la evaluación económica, la cual refleja un beneficio neto de 13.2 [MUSD] ante una eventual extracción de estas vetas para 11 bloques aceptados económica y geomecánicamente.

Además, se entrega una herramienta denominada “Protocolo de evaluación de reservas a partir de recursos remanentes para Mina El Peñón”.

## **ABSTRACT**

### **ECONOMIC TECHNICAL EVALUATION OF EXTRACTION OF REMAINING VEINS IN EL PEÑÓN MINE**

The proposed topic in this work consists in the economic technical evaluation of the extraction of remnant veins in Mina El Peñón, property of Yamana Gold, whose objective, in addition to determining the previously mentioned, is the generation of a protocol for the evaluation of reserves from remaining resources, subject to an economic, geomechanical and design evaluation. This in order to increase the reserves of the ore deposit and, consequently, the economic value of the company.

The remaining resources in the different sectors of Mina El Penon consider a total of 137 [koz] of gold and 3.9 [Moz] of silver, which are present in 29 sectors.

Based on the characteristics of each block, depending on their distance from extracted areas, depth and accessibility, it was determined that the methods to be used that facilitate exploitation correspond to Glory Hole and Bench and Fill, in addition to the use of Undercuts in some sectors of the mine.

After the economic evaluation, geomechanical analysis and generated designs, it was determined that the reserves, product of the remaining resources, consider 11% of the remaining resources of gold, and 5% of silver. This is due to the fact that certain non-viable SMUs are closer to the geomechanically allowed distance, or product of the necessary developments to access them, their extraction becomes economically unfeasible.

Finally, the economic evaluation is presented, which reflects a net benefit of 13.2 [MUSD] before an eventual extraction of these veins for 11 economically and geomechanically accepted blocks.

In addition, a tool called "Protocol for the evaluation of reserves from remnant resources for Mina El Peñón" is delivered.

## **AGRADECIMIENTOS**

Al final de esta etapa, quisiera agradecer a quienes fueron participes en el desarrollo de este trabajo, a Jimmy Avendaño, por los conocimientos entregados, apoyo y buena disposición. Al equipo de planificación de mina El Peñón, Cristian, Marco, Elías, y Enrique, quienes contribuyeron con sus conocimientos y cooperación, a Juan Montes y Hans Göpfert por su buena voluntad, cooperación y conocimientos entregados.

Agradecer a los compañeros y amigos de El Peñón, Agustín, Claudio, Max e Ignacio, por todas las experiencias y conocimientos adquiridos en este periodo.

Agradecer a mi pilar fundamental en este proceso y en mi vida, mi familia. A mis padres, Mario y Cecilia, por su incondicional apoyo, amor y cariño entregado en todo momento y que sin esto no podría haberlo logrado. A la Pilu, de quien siempre he recibido su apoyo y cariño en todo momento.

Agradecer a quienes estuvieron y fueron parte a lo largo de mi carrera, por esos momentos de estudio y de carretes, a mis amigos mineros y CAM 2016 por el apoyo en los momentos difíciles y por los conocimientos y destrezas entregadas.

A mis compadres Edu y Coni por hacer esta etapa más feliz y por esa amistad incondicional, y a la Magdita, quien con una mirada o una sonrisa hace los días más felices.

A mis amigos de siempre, Seba, Lito, Ferby y Cami, quienes siempre estuvieron ahí cuando los necesité.

Finalmente, agradezco a todos quienes fueron parte de una u otra forma en este proceso tan importante para mí.

¡Muchas Gracias!

## TABLA DE CONTENIDO

<b>CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
1.1. PROBLEMÁTICA Y MOTIVACIÓN DEL TRABAJO .....	2
1.2. OBJETIVOS .....	2
1.2.1. <i>Objetivo General</i> .....	2
1.2.2. <i>Objetivos Específicos</i> .....	2
1.3. ALCANCES .....	3
1.4. ESTRUCTURA DEL INFORME .....	3
<b>CAPÍTULO 2. METODOLOGÍA.....</b>	<b>4</b>
<b>CAPÍTULO 3. ANTECEDENTES.....</b>	<b>6</b>
3.1. EL PEÑÓN.....	6
3.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	8
3.3. EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	10
3.4. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	11
3.5. PARÁMETROS DE DISEÑO Y ESTABILIDAD DE CASERONES .....	14
3.5.1. <i>Número de Estabilidad Modificado, N'</i> .....	14
4.9.3.1 3.5.1.1 Índice Q' de calidad de túneles modificado .....	15
4.9.3.2 3.5.1.2 Factores de Ajuste .....	15
3.5.2. <i>Factor de forma</i> .....	20
3.5.3. <i>Gráfico de Estabilidad – Probabilidad de Falla</i> .....	20
3.5.4. <i>Estimación de dilución y método ELOS</i> .....	21
4.9.3.3 3.5.4.1 Dilución.....	21
4.9.3.4 3.5.4.2 Método ELOS.....	21
4.9.3.5 3.5.4.3 Relación entre el parámetro ELOS y dilución .....	23
3.6. PARÁMETROS DE DISEÑO Y ESTABILIDAD DE PILARES .....	23
3.6.1. <i>Resistencia de pilares</i> .....	23
4.9.3.6 3.6.1.1 Método de Lunder & Pakalnis .....	23
4.9.3.7 3.6.1.2 Factor de seguridad de pilares .....	25
4.1. ESTIMACIÓN DE RECURSOS .....	26
4.2. AGRUPACIÓN DE SMU .....	28
4.3. EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	29
4.3.1. <i>Evaluación económica preliminar</i> .....	30
4.3.2. <i>Evaluación económica con desarrollos</i> .....	31
4.4. VALIDACIÓN DE RECURSOS CON SONDAJES .....	32

4.5.	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	35
4.5.1.	<i>Sistema de clasificación UBC</i> .....	36
4.5.2.	<i>Análisis cualitativo</i> .....	37
4.6.	ESTUDIO DE ESTABILIDAD.....	38
4.6.1.	<i>Estabilidad de caserones</i> .....	38
4.6.2.	<i>Estabilidad de pilares</i> .....	40
4.7.	DISEÑO DE CADA SECTOR.....	45
4.7.1.	<i>Orito Norte</i> .....	45
4.9.3.8	4.7.1.1 Orito Norte, Bloque 5 .....	46
4.9.3.9	4.7.1.2 Orito Norte, Bloque 7 .....	47
4.7.2.	<i>Bonanza</i> .....	48
4.9.3.10	4.7.2.1 Bonanza, Placa .....	49
4.9.3.11	4.7.2.2 Bonanza, Bloque 1 .....	50
4.7.3.	<i>Caserón 505</i> .....	51
4.9.3.12	4.7.3.2 Caserón 505, Bloque 8 .....	52
4.9.3.13	4.7.3.1 Caserón 505, Bloque 5 .....	53
4.7.4.	<i>Escarlata</i> .....	54
4.9.3.14	4.7.4.1 Escarlata, Bloque 1 .....	56
4.9.3.15	4.7.4.2 Escarlata, Bloque 3.....	57
4.7.5.	<i>Providencia</i> .....	58
4.9.3.16	4.7.5.1 Providencia, Bloque 13 .....	60
4.7.6.	<i>Dorada</i> .....	61
4.9.3.17	4.7.6.1 Dorada, Bloque 5.....	62
4.7.7.	<i>Orito Sur</i> .....	63
4.9.3.18	4.7.7.1 Orito Sur, Bloque 6 .....	64
4.8.	EVALUACIÓN ECONÓMICA FINAL .....	65
4.9.	PROTOCOLO DE EVALUACIÓN DE RESERVAS A PARTIR DE RECURSOS REMANENTES .....	67
4.9.1.	<i>Objetivos</i> .....	67
4.9.2.	<i>Alcance y aplicación</i> .....	67
4.9.3.	<i>Descripción del protocolo</i> .....	67
4.9.3.1	Introducción .....	67
4.9.3.2	Alimentación de la información de entrada .....	68
4.9.3.3	Modelo de recursos y envolvente geológica .....	68
4.9.3.4	Estudio de estabilidad.....	68
4.9.3.5	Selección de método de explotación.....	68
4.9.3.6	Validación de recursos .....	69
4.9.3.7	Modelamiento de Unidad Mínima de Explotación (SMU).....	69
4.9.3.8	Cálculo de los recursos del plan .....	69
4.9.3.9	Ejes 3D actualizados.....	69

4.9.3.10	Evaluación económica.....	70
4.9.4.	<i>Procesamiento de la información para obtener la clasificación</i> .....	70
4.9.5.	<i>Generación de la información de salida</i> .....	70
<b>CAPÍTULO 5.</b>	<b>CONCLUSIONES</b> .....	<b>72</b>
<b>CAPÍTULO 6.</b>	<b>RECOMENDACIONES</b> .....	<b>73</b>
<b>CAPÍTULO 7.</b>	<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	<b>74</b>
<b>CAPÍTULO 8.</b>	<b>ANEXOS</b> .....	<b>75</b>
8.1.	ESTIMACIÓN DE RECURSOS .....	75
8.2.	EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	86
8.3.	VALIDACIÓN DE RECURSOS CON SONDAJES .....	97
8.4.	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	98
8.5.	ESTABILIDAD DE PILARES.....	102

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 2-1: FLUJOGRAMA DE LA EVALUACIÓN DE RESERVAS MINERAS A PARTIR DE RECURSOS REMANENTES.	5
FIGURA 3-1: UBICACIÓN GRÁFICA DE MINA EL PEÑÓN.....	6
FIGURA 3-2: UBICACIÓN SECTORES EL PEÑÓN.....	7
FIGURA 3-3: SPLIT BLASTING 1.3 M. ....	8
FIGURA 3-4: MÉTODO BENCH AND FILL.....	10
FIGURA 3-5: FACTOR DE AJUSTE POR ESFUERZOS.....	17
FIGURA 3-6: FACTOR DE AJUSTE POR INFLUENCIA DE SISTEMAS .....	18
FIGURA 3-7: FACTOR DE AJUSTE POR GRAVEDAD PARA FALLA GRAVITACIONAL Y DESPRENDIMIENTO (POTVIN 1988).....	19
FIGURA 3-8: FACTOR DE AJUSTE POR GRAVEDAD PARA MODO DE FALLA POR DESLIZAMIENTO (POTVIN 1988).	19
FIGURA 3-9: GRÁFICO DE ESTABILIDAD (POTVIN (1988) – NICKSON (1992)). ....	20
FIGURA 3-10: DEFINICIÓN DE DILUCIÓN.....	21
FIGURA 3-11: DEFINICIÓN DEL MÉTODO ELOS. ....	22
FIGURA 3-12: GUÍA DE ESTIMACIÓN DE DILUCIÓN DE CLARK (1998).....	22
FIGURA 3-13: VALORES DE LA CONSTANTE MI DE ROCA INTACTA PARA DISTINTOS TIPOS DE ROCA. ....	24
FIGURA 3-14: SALAMON & MUNRO (1967).....	25
FIGURA 4-1: SMÚS INVIABLES SECTOR DORADA.....	26
FIGURA 4-2: EJEMPLO SMÚS AGRUPADAS SECTOR DORADA.....	28
FIGURA 4-3: VALIDACIÓN DE RECURSOS CON SONDAJES.....	32
FIGURA 4-4: ACERCAMIENTO VALIDACIÓN DE RECURSOS CON SONDAJES.....	33
FIGURA 4-5: INTERSECCIÓN DE SONDAJES CON SMU Y EXPLOTADO.....	34
FIGURA 4-6: ACERCAMIENTO INTERSECCIÓN SONDAJES CON SMU AGRUPADAS Y EXPLOTADOS.....	34
FIGURA 4-7: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE 3 CASERÓN 505. ....	42
FIGURA 4-8: ABACO DE ESTABILIDAD PARA RMR 30-40. ....	43
FIGURA 4-9: ÁBACO DE ESTABILIDAD PARA RMR 40-50. ....	43
FIGURA 4-10: ÁBACO DE ESTABILIDAD PARA RMR 50-60. ....	44
FIGURA 4-11: ÁBACO DE ESTABILIDAD PARA RMR 60-70. ....	44
FIGURA 4-12: DISEÑOS ORITO NORTE, VISTA EN PLANTA. ....	45
FIGURA 4-13: DISEÑOS ORITO NORTE, VISTA LONGITUDINAL.....	46
FIGURA 4-14: DISEÑO ORITO NORTE 5, VISTA EN PERFIL. ....	46
FIGURA 4-15: DISEÑO ORITO NORTE 7, VISTA EN PERFIL. ....	47
FIGURA 4-16: DISEÑOS BONANZA, VISTA EN PLANTA. ....	48
FIGURA 4-17: DISEÑOS BONANZA, VISTA LONGITUDINAL.....	49
FIGURA 4-18: DISEÑO PLACA BONANZA, VISTA EN PERFIL. ....	49
FIGURA 4-19: DISEÑO BONANZA BLOQUE 1, VISTA EN PERFIL. ....	50
FIGURA 4-20: DISEÑOS CASERÓN 505, VISTA EN PLANTA. ....	51



FIGURA 4-21: DISEÑOS CASERÓN 505, VISTA LONGITUDINAL.....	52
FIGURA 4-23: DISEÑO CASERÓN 505 BLOQUE 8, VISTA EN PERFIL. ....	52
FIGURA 4-22: DISEÑO CASERÓN 505 BLOQUE 5, VISTA EN PERFIL. ....	53
FIGURA 4-24: DISEÑOS ESCARLATA, VISTA EN PLANTA. ....	54
FIGURA 4-25: DISEÑOS ESCARLATA, VISTA LONGITUDINAL.....	55
FIGURA 4-26: DISEÑO ESCARLATA BLOQUE 1, VISTA EN PERFIL. ....	56
FIGURA 4-27: DISEÑO ESCARLATA BLOQUE 3, VISTA EN PERFIL. ....	57
FIGURA 4-28: DISEÑOS PROVIDENCIA, VISTA EN PLANTA. ....	58
FIGURA 4-29: DISEÑOS PROVIDENCIA, VISTA LONGITUDINAL.....	59
FIGURA 4-30: DISEÑO PROVIDENCIA BLOQUE 13, VISTA EN PERFIL.....	60
FIGURA 4-31: DISEÑOS DORADA, VISTA EN PLANTA. ....	61
FIGURA 4-32: DISEÑOS DORADA, VISTA LONGITUDINAL.....	62
FIGURA 4-34: DISEÑO DORADA BLOQUE 5, VISTA EN PERFIL. ....	62
FIGURA 4-35: DISEÑOS ORITO SUR, VISTA EN PLANTA.....	63
FIGURA 4-36: DISEÑOS ORITO SUR, VISTA LONGITUDINAL. ....	64
FIGURA 4-37: DISEÑO ORITO SUR BLOQUE 6, VISTA EN PERFIL.....	64
FIGURA 8-1: SMUS INVIABLES, SECTOR ABUNDANCIA. ....	76
FIGURA 8-2: SMUS INVIABLES, SECTOR CARMÍN.....	77
FIGURA 8-3: SMUS INVIABLES, SECTOR CARMÍN SUR. ....	77
FIGURA 8-4: SMUS INVIABLES, SECTOR CERRO MARTILLO.....	78
FIGURA 8-5: SMUS INVIABLES, SECTOR DOMINADOR.....	78
FIGURA 8-6: SMUS INVIABLES, SECTOR DORADA.....	78
FIGURA 8-7: SMUS INVIABLES, SECTOR DORADA SW.....	79
FIGURA 8-8: SMUS INVIABLES, SECTOR DISCOVERY WASH. ....	79
FIGURA 8-9: SMUS INVIABLES, SECTOR ESCARLATA.....	80
FIGURA 8-10: SMUS INVIABLES, SECTOR BONANZA. ....	80
FIGURA 8-11: SMUS INVIABLES, SECTOR MARTILLO FLATS.....	80
FIGURA 8-12: SMUS INVIABLES, SECTOR FORTUNA. ....	81
FIGURA 8-13: SMUS INVIABLES, SECTOR MAGENTA. ....	81
FIGURA 8-14: SMUS INVIABLES, SECTOR ORITO NORTE.....	81
FIGURA 8-15: SMUS INVIABLES, SECTOR ORITO SUR. ....	82
FIGURA 8-16: SMUS INVIABLES, SECTOR MAGENTA NORTE. ....	82
FIGURA 8-17: SMUS INVIABLES, SECTOR PAMPA CAMPAMENTO.....	82
FIGURA 8-18: SMUS INVIABLES, SECTOR PLAYA. ....	83
FIGURA 8-19: SMUS INVIABLES, SECTOR PROVIDENCIA. ....	83
FIGURA 8-20: SMUS INVIABLES, SECTOR VENTURA. ....	83
FIGURA 8-21: SMUS INVIABLES, SECTOR VICTORIA. ....	84

FIGURA 8-22: SMÚS INVIABLES, SECTOR VISTA NORTE. ....	84
FIGURA 8-23: SMÚS INVIABLES, SECTOR VETA NW. ....	85
FIGURA 8-24: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE 505_5. ....	102
FIGURA 8-25: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE 505_8. ....	103
FIGURA 8-26: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE BON_1. ....	103
FIGURA 8-27: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE BON_8. ....	104
FIGURA 8-28: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE BON_PLACA. ....	104
FIGURA 8-29: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE MAG_1. ....	105
FIGURA 8-30: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE ESC_1. ....	105
FIGURA 8-31: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE ESC_3. ....	106
FIGURA 8-32: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE DOR_5. ....	106
FIGURA 8-33: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE FLA_1. ....	107
FIGURA 8-34: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE OSU_6. ....	107
FIGURA 8-35: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE PRO_13. ....	108
FIGURA 8-36: GRÁFICA FACTOR DE SEGURIDAD – ANCHO DE PILAR, BLOQUE PRO_15. ....	108

## **ÍNDICE DE ECUACIONES**

ECUACIÓN 3-1: BENEFICIO ECONÓMICO. ....	10
ECUACIÓN 3-2: INGRESOS ORO Y PLATA. ....	10
ECUACIÓN 3-3: COSTOS TOTALES. ....	11
ECUACIÓN 3-4: NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO, N'. ....	15
ECUACIÓN 3-5: ÍNDICE Q' DE CALIDAD DE TÚNELES MODIFICADO. ....	15
ECUACIÓN 3-6: FACTOR DE AJUSTE POR GRAVEDAD. ....	18
ECUACIÓN 3-7: FACTOR DE FORMA O RADIO HIDRÁULICO. ....	20
ECUACIÓN 3-8: VOLUMEN DERRUMBADO. ....	22
ECUACIÓN 3-9: PORCENTAJE DE DILUCIÓN. ....	23
ECUACIÓN 3-10: RESISTENCIA DEL PILAR. (LUNDER & PAKALNIS, 1997). ....	23
ECUACIÓN 3-11: CONFINAMIENTO MEDIO DEL PILAR. (LUNDER & PAKALNIS, 1997) ....	24
ECUACIÓN 3-12: FACTOR DE SEGURIDAD. ....	25
ECUACIÓN 4-1: LEY DE ORO EQUIVALENTE. ....	27
ECUACIÓN 4-2: FACTOR DE CONVERSIÓN DE PLATA. ....	27
ECUACIÓN 4-3: ONZAS DE ORO EQUIVALENTE. ....	27

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 3-1: DEFINICIÓN DE LA GEOMETRÍA DEL DEPÓSITO Y GRADO DE DISTRIBUCIÓN. ....	12
TABLA 3-2: CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA. ....	12
TABLA 3-3: CLASIFICACIÓN DE LA GEOMETRÍA Y GRADO DE DISTRIBUCIÓN PARA LOS DIFERENTES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ....	13
TABLA 3-4: CLASIFICACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA PARA LOS DIFERENTES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ....	13
TABLA 3-5: RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO (R.S.S). ....	14
TABLA 4-1: RECURSOS REMANENTES. ....	27
TABLA 4-2: 80% DE LOS RECURSOS REMANENTES. ....	28
TABLA 4-3: RECURSOS REMANENTES EN SMU AGRUPADAS. ....	29
TABLA 4-4: RESUMEN COSTOS. ....	29
TABLA 4-5: RECUPERACIONES METALÚRGICAS SEGÚN MINERALOGÍA. ....	30
TABLA 4-6: RESUMEN FILTRO EVALUACIÓN ECONÓMICA PREVIA. ....	31
TABLA 4-7: RESUMEN EVALUACIÓN ECONÓMICA CON DESARROLLOS. ....	31
TABLA 4-8: SONDAJES Y LITOLOGÍAS DE BLOQUES. ....	35
TABLA 4-9: INFORMACIÓN GEOMECAÁNICA. ....	36
TABLA 4-10: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC CASERÓN 505, BLOQUE 5. ....	37
TABLA 4-11: MATRIZ DE SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ....	38
TABLA 4-12: PARÁMETROS DE ESTABILIDAD DE CASERONES. ....	39
TABLA 4-13: MATRIZ DE RADIO HIDRÁULICO EN FUNCIÓN DE LAS DIMENSIONES. ....	40
TABLA 4-14: DATOS DE ENTRADA DE ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE PILARES. ....	41
TABLA 4-15: ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE PILARES. ....	41
TABLA 4-16: EVALUACIÓN ECONÓMICA FINAL. ....	65
TABLA 4-17: INVENTARIO DE RECURSOS. ....	66
TABLA 4-18: RESUMEN RECURSOS Y RESERVAS. ....	66
TABLA 8-1: RECURSOS INVIABLES. ....	75
TABLA 8-2: RECURSOS INVIABLES POR AGRUPACIÓN DE SMU. ....	76
TABLA 8-3: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE BENCH AND FILL. ....	86
TABLA 8-4: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE BENCH AND FILL (CONTINUACIÓN). ....	87
TABLA 8-5: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE BENCH AND FILL (CONTINUACIÓN). ....	88
TABLA 8-6: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE CUT AND FILL. ....	89
TABLA 8-7: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE CUT AND FILL (CONTINUACIÓN). ....	90
TABLA 8-8: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE CUT AND FILL (CONTINUACIÓN). ....	91
TABLA 8-9: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE SUBLEVEL STOPING. ....	92
TABLA 8-10: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE SUBLEVEL STOPING (CONTINUACIÓN). ....	93
TABLA 8-11: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE SUBLEVEL STOPING (CONTINUACIÓN). ....	94

TABLA 8-12: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE BENCH AND FILL CON DESARROLLOS. ....	95
TABLA 8-13: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE CUT AND FILL CON DESARROLLOS. ....	95
TABLA 8-14: EVALUACIÓN ECONÓMICA POR BLOQUE SUBLEVEL STOPING CON DESARROLLOS.....	96
TABLA 8-15: NOMENCLATURA LITOLÓGÍAS. ....	97
TABLA 8-16: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE PRO_13. ....	98
TABLA 8-17: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE PRO_15. ....	98
TABLA 8-18: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE BON_1.....	98
TABLA 8-19: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE BON_8.....	99
TABLA 8-20: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE BON_PLACA.....	99
TABLA 8-21: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE 505_3.....	99
TABLA 8-22: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE 505_8.....	100
TABLA 8-23: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE MAG_1.....	100
TABLA 8-24: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE ESC_1.....	100
TABLA 8-25: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE ESC_3.....	101
TABLA 8-26: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE DOR_5.....	101
TABLA 8-27: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE FLA_1.....	101
TABLA 8-28: SELECCIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UBC BLOQUE OSU_6. ....	102

## **CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN**

La minería metálica de oro y plata, al igual que la de otros metales, es de gran importancia para el país, así como también para el desarrollo mundial, debido a su gran utilidad en diversas industrias y procesos, además de su uso en joyería.

Por otro lado, las reservas de un yacimiento corresponden al principal activo de una empresa minera. Es por lo anterior, que aumentarlas impactan directamente en el valor de la compañía.

Minera Meridian Ltda., corresponde a una empresa minera que opera Mina El Peñón, propiedad de Yamana Gold, encargada de la explotación de oro y plata principalmente, mediante explotación subterránea y rajo abierto, bajo los métodos de *Bench and Fill* y *Drift and Fill* mayormente, en la región de Antofagasta, Chile.

Mina El Peñón corresponde a un yacimiento de múltiples vetas subverticales, y es por esta razón que analizar su correcta extracción, así como también su correcta planificación y análisis tanto de parámetros económicos, geológicos, además del diseño, contribuyen a aprovechar de mejor manera todos los recursos del yacimiento.

El principal propósito de este estudio es analizar la factibilidad de extraer vetas remanentes, que actualmente son denominadas “inviabiles”, y se encuentran descartadas por el simple hecho de encontrarse a una distancia horizontal menor o igual a seis metros de la cavidad, y esto se realiza considerando únicamente elementos geométricos y no parámetros de diseño y de estabilidad perteneciente a cada sector individual.

## **1.1. Problemática y motivación del trabajo**

El yacimiento El Peñón considera un yacimiento de múltiples vetas. Debido a temas económicos y/o geomecánicos, ciertas vetas no fueron explotadas, y, por lo tanto, actualmente se consideran vetas “inviabiles” o remanentes. Esto es a causa de un criterio establecido anteriormente, en donde las vetas a una distancia horizontal menor o igual a seis metros de sectores ya explotados no se evalúan para una eventual extracción.

La motivación de este estudio radica en que existen vetas con un potencial económico considerable y su extracción no se realiza por lo anteriormente mencionado, por tanto, el recuperar estas vetas remanentes contribuiría considerablemente en el aumento en las reservas del yacimiento y con esto en un aumento en el valor económico del proyecto.

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo General**

Estudiar la viabilidad de la extracción de vetas remanentes en los distintos sectores de la Mina El Peñón.

### **1.2.2. Objetivos Específicos**

Los objetivos específicos de este estudio se detallan a continuación:

- Determinar los factores que interfieren en la factibilidad de la extracción de las vetas remanentes.
- Realizar estudios económicos, de estabilidad y un posterior diseño.
- Cuantificar el potencial aumento de reservas.
- Generar un protocolo para evaluar reservas.

### **1.3. Alcances**

Los alcances del proyecto son los siguientes:

- Evaluar la factibilidad de la explotación solo de vetas cercanas a labores ya explotadas.
- Considerar los siguientes parámetros:
  - Geomecánicos y geológicos:
    - Propiedades de la roca.
    - Distancia entre vetas.
  - Económicos:
    - Precio de los metales.
    - Costos de producción por método.
  - Diseño:
    - Altura de banco.
    - Ancho de pilares.
    - Ejes topográficos 3D.
    - Distancia entre niveles.
  - Soporte geológico:
    - Sondajes.
    - Gradeshells (celdas de ley).
    - Modelos de bloques.

### **1.4. Estructura del informe**

La estructura del trabajo realizado es la siguiente.

Los capítulos del 1 al 3 muestran información relevante, partiendo con introducción y motivación del estudio, seguido de los objetivos principales y específicos, alcances del estudio, metodología del trabajo y antecedentes, para finalizar con la bibliografía acorde al estudio.

En los capítulos 4 al 6 se presenta el desarrollo del estudio, seguido de las conclusiones obtenidas y finalmente una serie de recomendaciones.

## **CAPÍTULO 2. METODOLOGÍA**

La metodología para realizar el estudio es la siguiente:

- Definición del tema

Definir el tema de estudio, el objetivo general y específicos, además de los alcances del proyecto.

- Revisión bibliográfica

Realizar una exploración de la información relacionada con métodos de explotación selectiva, así como también de estudios de estabilidad y parámetros de evaluación económica.

- Recopilación de información

Recopilar la información de las cámaras no explotadas, modelos de bloques, datos geomecánicos por sector, sondajes, etc.

- Análisis de información

Analizar la información recopilada, obteniendo los datos de entrada para el posterior estudio, ya sea la cantidad de recursos y características geomecánicas de cada sector.

- Establecer patrones de comportamiento

Determinar los patrones de comportamiento del macizo que, dependiendo de parámetros geomecánicos, permitan establecer un protocolo para la evaluación de la extracción.

- Instaurar protocolo para la evaluación

Establecer un protocolo de evaluación de reservas en vetas remanentes a partir de datos económicos y parámetros geomecánicos, así como también del método de explotación seleccionado para cada sector.

- Conclusiones

Concluir respecto del estudio realizado, ya sea con respecto a los parámetros económicos y/o geomecánicos, así como también para los distintos métodos de explotación estudiados.

- Recomendaciones

Finalmente, formular una serie de recomendaciones acerca de la factibilidad de la extracción de vetas remanentes.



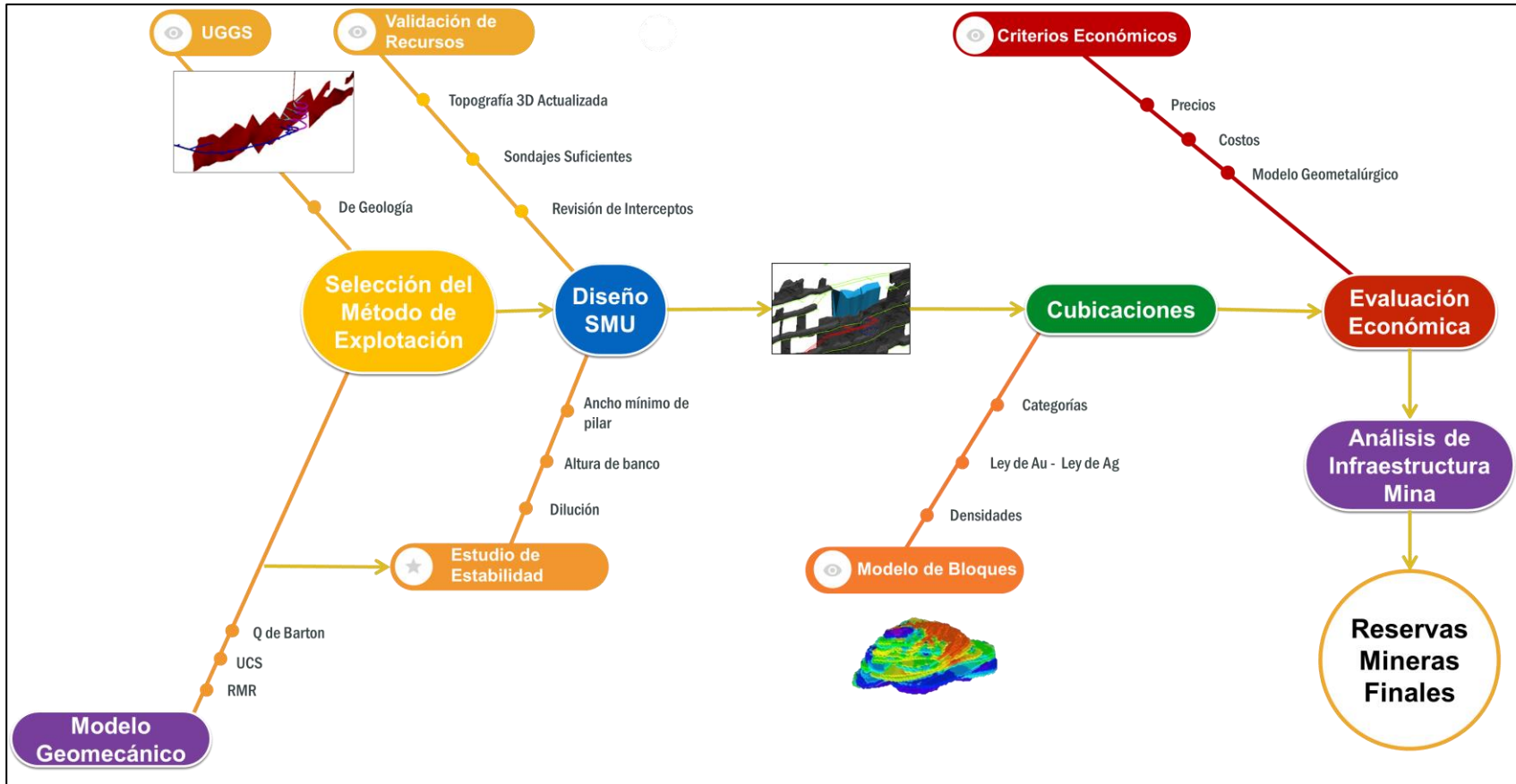


Figura 2-1: Flujo de la evaluación de reservas mineras a partir de recursos remanentes.

## CAPÍTULO 3. ANTECEDENTES

En este capítulo se presentan los antecedentes y la información de referencia para la elaboración de este trabajo, en donde se presenta la información de la mina El Peñón y luego una revisión bibliográfica afín con el problema propuesto.

### 3.1. El Peñón

Mina El Peñón, operada por Minea Meridian Ltda., propiedad de Yamana Gold, comprende un yacimiento de oro y plata, de explotación tanto subterránea y rajo abierto, además de una planta de lixiviación por cianuración.

El Proyecto de explotación El Peñón se desarrolla en la Región de Antofagasta, aproximadamente a 160 km al sureste de la ciudad de Antofagasta, a 24°23' latitud sur, y 69°29' longitud oeste, o correspondiente a las coordenadas UTM 7.302.000 norte y 451.000 este.

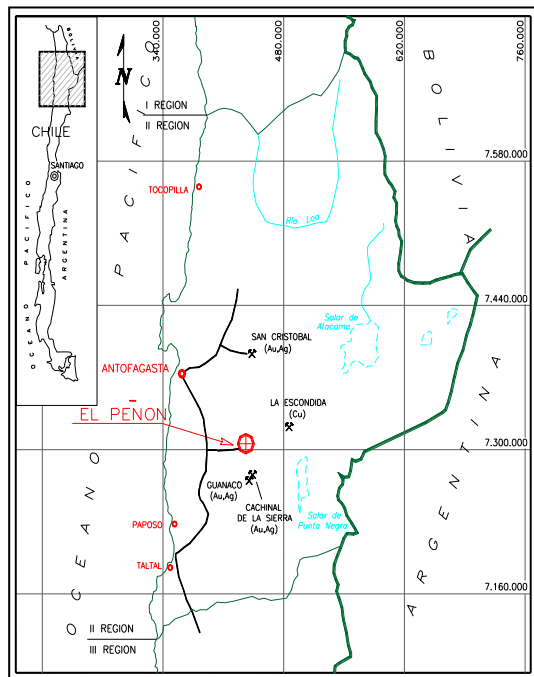


Figura 3-1: Ubicación gráfica de Mina El Peñón.

El acceso a la zona del proyecto se realiza por la ruta B-475. A la altura del kilómetro 105 de ésta, se encuentra una desviación desde la cual aproximadamente a 50 km al sur poniente se localiza la faena minera El Peñón. También se puede acceder al área a través de un camino de tierra de 40 km que empalma con la Ruta 5 norte en el kilómetro 1,257.

La altitud en la zona de la faena (en superficie) se encuentra entre los 1,740 y 1,800 m.s.n.m., al oeste de la Cordillera de Domeyko, que en términos de relieve marca el comienzo de la depresión intermedia de la Región de Antofagasta.

El yacimiento El Peñón se divide principalmente en cinco minas: Fortuna Dominador, El Peñón mina Sur, El Peñón mina Norte, Aleste Bonanza y Pampa Augusta Victoria. Estas cinco minas conforman una totalidad de 42 sectores de explotación.

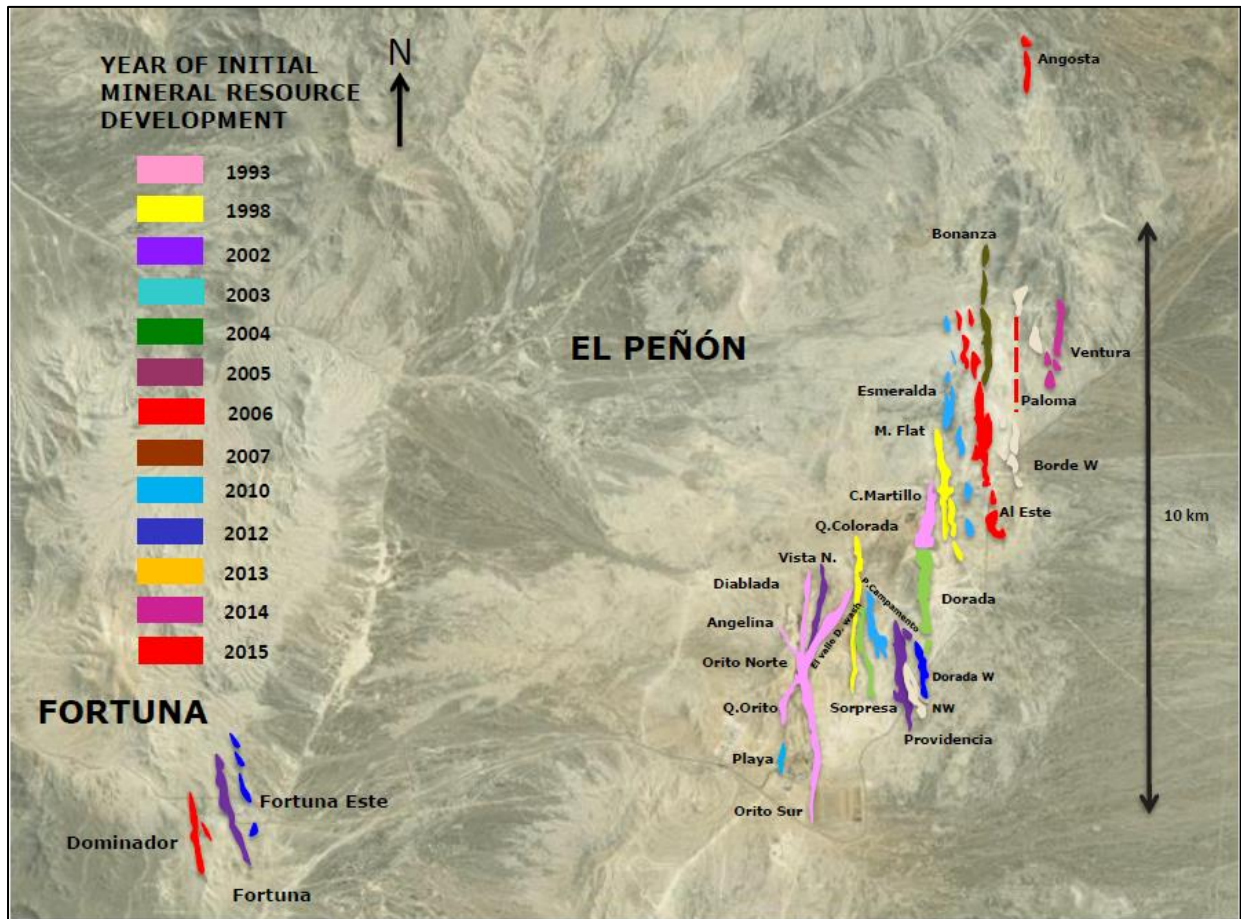
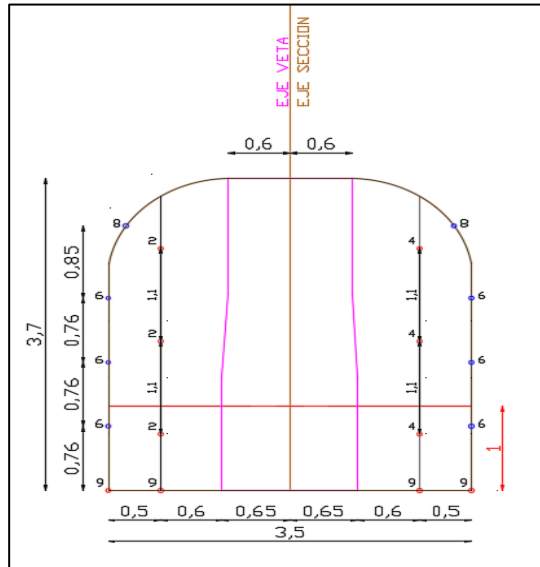


Figura 3-2: Ubicación sectores El Peñón

Los métodos de explotación subterránea más utilizados corresponden a *Bench and Fill* y *Drift and Fill*, utilizando además una técnica controlada de tronadura, denominada *Split Blasting*.

*Split Blasting* corresponde a la etapa en la cual se realizan galerías de producción necesarias para el banqueo posterior. La mencionada excavación es desarrollada en forma horizontal, con sección final tipo arco bóveda, siguiendo la corrida de la veta. El nombre *Split Blasting* hace referencia a que cada avance se realiza en dos fases (dependiendo de la potencia de la veta), en la primera fase

es tronado el mineral (veta) y durante la segunda fase es tronado el estéril de *Split Blasting* obteniéndose la excavación final de la galería. La sección final de los Drift tendrá 4.0 metros de alto y un ancho mínimo de 4.0 metros.



**Figura 3-3: Split Blasting 1.3 m.**

### 3.2. Método de explotación

Para efectos de este estudio y dado que la mineralogía del yacimiento corresponde a oro y plata, se considera el método de explotación *Cut and Fill* en todas sus variantes.

El método *Cut and Fill* se utiliza en diversos casos como los siguientes:

- Zonas mineralizadas irregulares en forma y orientación.
- Ley de mineral alta y el control de la dilución es crítica.
- El contacto entre mineral y estéril es crítico estructuralmente.
- La roca caja es débil.
- Las zonas mineralizadas son amplias, pero la calidad de la roca es débil.
- Se requiere estabilidad de la mina localmente.
- La alteración de la superficie debe ser minimizada.

Sin embargo, este método muestra algunas limitaciones, presentadas a continuación:

- La disponibilidad de material apropiado suficiente para rellenar.

- Producción, preparación, transporte y costo del material de relleno.
- Almacenamiento y prestaciones para alcanzar la demanda del ciclo minero.
- Congestión e interrupción de las actividades de producción minera.

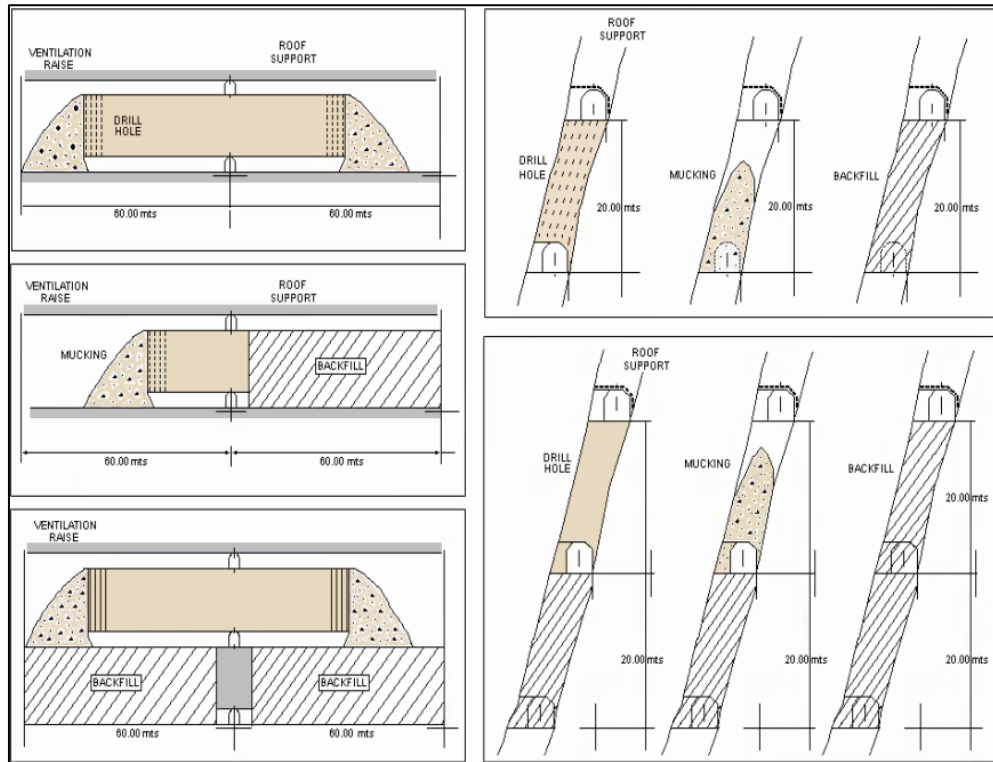
El método *Cut and Fill* es muy flexible y se pueden utilizar variadas combinaciones de métodos mineros de relleno.

Las combinaciones que se pueden realizar son las siguientes:

- Progresión vertical de la mina
  - *Underhand* (Minería debajo del relleno).
  - *Overhand* (Minería sobre el relleno).
- Método minero
  - *Drift and Fill*.
  - *Postpillar*.
  - *Bench and Fill*.
  - *Blasthole stoping*
  - *Uphole, flat slicing, o back stoping*.
- Tipo de relleno
  - Relleno cementado.
  - Relleno no cementado.
  - Relleno de arena.
  - Relleno en pasta.
- Tiempo
  - Simultáneo (colocado durante el ciclo de avance del caserón).
  - Con retraso (relleno colocado después que la excavación del caserón está completa).

La variante de *Cut and Fill* más utilizada corresponde al *Bench and Fill*, el cual se detalla a continuación.

- *Bench & Fill*, como su nombre lo indica, corresponde a la etapa de banqueo y relleno, en la cual se realiza una excavación que permite extraer el mineral existente entre dos subniveles previamente desarrollados (*drifts*). La mencionada excavación o banqueo se realiza a través de perforación y tronadura de tiros largos (mínimo 6 m). El largo de fase a tronar entre etapas de relleno será definido en el Corto Plazo en conjunto por Geomecánica e Ingeniería Mina, para efectos de la planificación de Largo Plazo, el largo de fase será de 30 metros, equivalente a dos SMU, las cuales corresponde a la unidad básica de explotación de Mina El Peñón.



**Figura 3-4: Método Bench and Fill.**

### 3.3. Evaluación económica

Según el modelo económico de evaluación SMU PEÑÓN 2011, la evaluación económica se realiza en función de dos minerales, los cuales corresponden a oro y plata, y el detalle se presenta a continuación.

$$\text{Beneficio} = \text{Ingresos} - \text{Costos}$$

**Ecuación 3-1: Beneficio económico.**

$$\text{Ingresos} = T_m \times \frac{P_{Au} - C_{VAu}}{31.10348} \times L_{Au} \times R_{Au} \times R_m + T_m \times \frac{P_{Ag} - C_{VAg}}{31.10348} \times L_{Ag} \times R_{Ag} \times R_m$$

**Ecuación 3-2: Ingresos oro y plata.**

$T_m$ : Toneladas de mineral [t].

$P_{Au,Ag}$ : Precio del Oro/Plata [US\$/oz].

$C_{V_{Au,Ag}}$ : Costo de venta de Oro/Plata [US\$/oz].

$L_{Au,Ag}$ : Ley de Oro/Plata [%].

$R_m$ : Recuperación minera [%].

$R_{Au,Ag}$ : Recuperación metalúrgica de Oro/Plata [%].

$$Costos = (C_P + C_M + G\&A) \times T_m \times R_m$$

**Ecuación 3-3: Costos totales.**

$C_P$ : Costo planta [US\$/t].

$C_M$ : Costo mina [US\$/t].

G&A: Costo de gestión y administración [US\$/t].

$T_m$ : Toneladas de mineral [t].

$R_m$ : Recuperación minera [%].

### **3.4. Selección del método de explotación**

La selección del método de explotación a utilizar corresponde al sistema de clasificación UBC (1995), el cual corresponde a una modificación del sistema de clasificación de Nicholas (1981), agregando una sección de mecánica de rocas en 2 parámetros, los cuales corresponden al RMR y RSS.

**Tabla 3-1: Definición de la geometría del depósito y grado de distribución.**

<b>a) Forma / Ancho General</b>	
Equi-dimensional (masivo)	Todas las dimensiones son de igual orden de magnitud.
Laminado - Tabular	Dos dimensiones tienen varios intervalos de grosor, las cuales no exceden usualmente los 35 m.
Irregular	Las dimensiones varían en distancias cortas.
<b>b) Grosor de la mena</b>	
Muy delgado	< 3 m.
Delgado	3 - 10 m.
Intermedio	10 - 30 m.
Gruoso	30 - 100 m.
Muy grueso	> 100 m.
<b>c) Inclinación</b>	
Horizontal	< 20°
Intermedio	20° - 55°
Empinado	> 55°
<b>d) Profundidad Bajo la Superficie</b>	
Poco profundo	0 - 100 m.
Intermedio	100 - 600 m.
Profundo	> 600 m.
<b>e) Grosor de Distribución</b>	
Uniforme	El grado de cualquier punto en el depósito no varía significativamente del grado medio de ese depósito.
Gradual	los valores de los grados de distribución tienen zonas características, y cambian gradualmente desde una a otra zona.
Errático	Los valores de los grados de distribución cambian radicalmente en distancias cortas y no muestran un patrón discernible en sus cambios.

**Tabla 3-2: Características mecánicas de la roca.**

<b>a) Clasificación del macizo rocoso (RMR)</b>	
Muy débil	0 - 20
Débil	20 - 40
Moderado	40 - 60
Resistente	60 - 80
Muy Resistente	80 - 100
<b>b) Resistencia de roca intacta (RSS)</b>	
	(UCS) / (Esfuerzo Principal)
Muy Débil	< 5
Débil	5 - 10
Moderado	10 - 15
Resistente	> 15



Tabla 3-3: Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación.

Método minero	Forma general			Potencia del cuerpo					Inclinación del cuerpo			Distribución de la ley			Profundidad		
	M	T/E	I	MA	A	I	G	MG	P	M	I	U	G	E	S	I	P
Open pit	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
Block caving	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
Sublevel stoping	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2
Sublevel caving	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2
Longwall mining	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
Room and pillar	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
Shrinkage stoping	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
Cut and fill	1	4	4	3	4	4	1	1	1	3	4	2	3	4	2	3	4
Top slicing	1	2	0	1	1	0	2	2	4	2	0	2	1	1	2	1	1
Square set stoping	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2

**M:** Masivo      **MA:** Muy angosto      **P:** Plano      **U:** Uniforme      **S:** Superficial  
**T/E:** Tabular o      **A:** Angosto      **M:** Intermedio      **G:** Gradual      **I:** Intermedio  
estratificado      **I:** Intermedio      **I:** Inclinado      **E:** Errático      **P:** Profundo  
**I:** Irregular      **G:** Grueso  
**MG:** Muy Grueso

Tabla 3-4: Clasificación de las características mecánicas de la roca para los diferentes métodos de explotación.

Método minero	Zona Mineralizada					Pared Colgante					Pared Yacente				
	MD	D	M	F	MF	MD	D	M	F	MF	MD	D	M	F	MF
Open pit	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
Block caving	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
Sublevel stoping	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
Sublevel caving	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
Longwall mining	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-
Room and pillar	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-
Shrinkage stoping	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
Cut and fill	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
Top slicing	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Square set stoping	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

RMR ratings:      **Muy débil: 0-20; Débil: 20-40; Medio: 40-60; Fuerte: 60-80; Muy Fuerte: 80-100**

Tabla 3-5: Resistencia del macizo rocoso (R.S.S).

Método minero	Zona Mineralizada				Pared Colgante				Pared Yacente			
	MD	D	M	F	MD	D	M	F	MD	D	M	F
Open pit	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	3	3
Block caving	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	0
Sublevel stoping	0	2	4	4	0	1	4	5	0	3	4	4
Sublevel caving	2	3	3	2	4	3	2	1	1	4	3	1
Longwall mining	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-
Room and pillar	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-
Shrinkage stoping	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Cut and fill	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2
Top slicing	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Square set stoping	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

RSS ratings: **Muy débil: 0-20; Débil: 20-40; Medio: 40-60; Fuerte: 60-80**

### 3.5. Parámetros de diseño y estabilidad de caserones

Una de las técnicas ampliamente utilizadas en el proceso de diseño de caserones para definir las dimensiones de las unidades de explotación en cuerpos tabulares, corresponde al Método Gráfico de Estabilidad de Mathews (1980), modificado más tarde por Potvin (1989).

La versión más actualizada del método, - C. Mawdesley y R Trueman (2000) -, se basa en análisis de más de 400 casos históricos de minas subterráneas canadienses y australianas.

El procedimiento de diseño se basa principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros.

- Número de Estabilidad Modificado (N’): Representa la calidad del macizo rocoso y la condición geotécnica del área a explotar.
- Factor de forma o Radio Hidráulico (RH): Representa el tamaño y la forma del caserón analizado.

#### 3.5.1. Número de Estabilidad Modificado, N’

El número de estabilidad modificado, N’, combina distintos factores geotécnicos para cuantificar la capacidad de una superficie para mantenerse estable.

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

**Ecuación 3-4: Número de Estabilidad Modificado, N'.**

Q' = Índice Q de calidad de túneles modificado.

A = Factor de esfuerzo de la roca.

B = Factor de ajuste por orientación de estructuras.

C = Factor de ajuste de gravedad.

#### **4.9.3.1 3.5.1.1 Índice Q' de calidad de túneles modificado**

El índice Q' es obtenido a partir del mapeo estructural del macizo rocoso, en donde el factor SRF, -coeficiente que tiene en cuenta el estado tensional del macizo rocoso-, es siempre considerado con un valor de 1.0.

Este sistema no se ha aplicado en condiciones significativas de presencia de agua (Hoek et al, 1995), por lo tanto, comúnmente el factor de reducción de agua en las estructuras, Jw, es igual a 1.0, quedando la siguiente expresión.

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

**Ecuación 3-5: Índice Q' de calidad de túneles modificado.**

RQD: Rock Quality designation, mide el largo de trozos de roca intacta mayores a 10 cm, en un metro.

Jn: Número de sistemas de discontinuidades, cuantifica el efecto del número de sistemas de discontinuidades en el macizo.

Jr: Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.

Ja: Número de alteración, Considera la presencia de relleno y la condición de la superficie de las juntas.

#### **4.9.3.2 3.5.1.2 Factores de Ajuste**

La estimación de los factores de ajuste A, B y C, se realiza en base a consideraciones y criterios establecidos en la literatura. A continuación, serán descritas las consideraciones a partir de las cuales se determinan estos factores de ajuste.

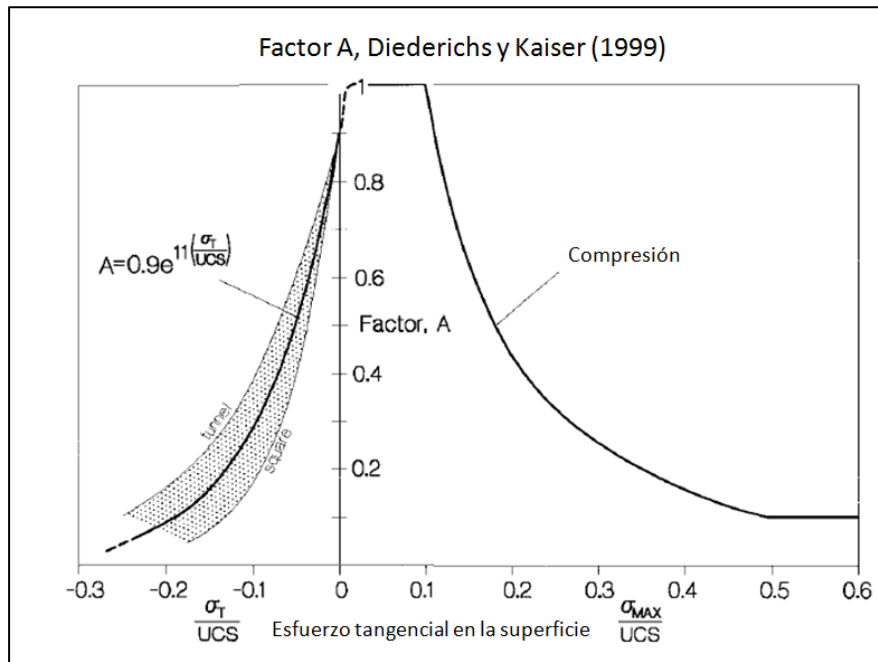
### **3.5.1.2.1 Factor de esfuerzo en la roca (A)**

Representa los esfuerzos que actúan sobre las superficies libres del caserón abierto. Este factor es determinado a partir de la resistencia en compresión no confinada de la roca intacta y los esfuerzos que actúan paralelos a las caras expuestas en el caserón de interés. Su estimación depende de las condiciones de esfuerzo que determinan la falla del macizo, ya sea que esta se genere por compresión, o por relajación.

Cuantitativamente, el Factor A es determinado usando la razón entre la resistencia en compresión no confinada de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) y la magnitud del esfuerzo principal inducido (sea compresivo o tensional) sobre las paredes abiertas.

La resistencia de la roca intacta puede ser obtenida a partir de los resultados de ensayos de laboratorio o desde estimaciones indirectas (Hoek & Karzulovic, 2001), mientras que en la estimación de la condición de esfuerzo que represente las circunstancias a partir de la cual se generó el fallamiento del macizo y definir los esfuerzos inducidos tangenciales en la pared pendiente del caserón en estudio, se pueden ocupar distintas metodologías, dentro de las cuales se pueden mencionar:

- Métodos numéricos 2D o 3D
- Esfuerzos in-situ medidos o regionales (Sigma vertical y Sigma horizontal o  $k$ )
- Contornos de distribución de esfuerzos definidos por Hoek & Brown
- Back-analysis de sectores ya explotados.



**Figura 3-5: Factor de ajuste por esfuerzos.**

### 3.5.1.2.2 Factor de ajuste de orientación de estructuras (B)

Representa la influencia de las estructuras geológicas sobre la estabilidad de las caras del caserón. Muchos de los casos de fallas controladas estructuralmente ocurren a lo largo de estructuras críticas (discontinuidades) las cuales forman un ángulo pequeño (menor a 30°) con las superficies libres.

El Factor B, el cual depende de la diferencia entre la orientación de la estructura crítica y cada una de las caras (techo y paredes) del caserón, puede ser evaluado utilizando la gráfica que se ilustra a continuación, donde se observa la variación del Factor B con la diferencia relativa entre el manto de la discontinuidad crítica y la inclinación de la superficie analizada.

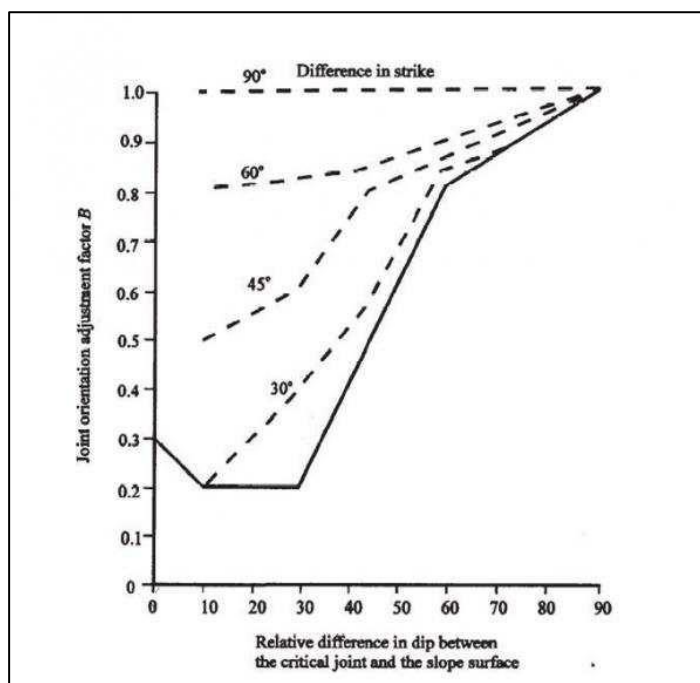


Figura 3-6: Factor de ajuste por influencia de sistemas

### 3.5.1.2.3 Factor de ajuste por efecto de la gravedad (C)

Corresponde a un ajuste por efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a una caída inducida por la gravedad o, eventualmente, desde las paredes del caserón por desprendimiento o deslizamiento. Potvin (1988) recomendó que tanto la falla inducida por gravedad como la falla por desprendimiento dependen de la inclinación ( $a^\circ$ ) de la superficie del caserón.

El Factor C, para los modos de falla por gravedad y desprendimiento, puede ser calculado utilizando siguiente ecuación.

$$C = 8 - 6\cos(a^\circ)$$

Ecuación 3-6: Factor de ajuste por gravedad.

Alternativamente, también puede ser determinado utilizando la gráfica de Figura 3-7. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para un caserón con techo horizontal.

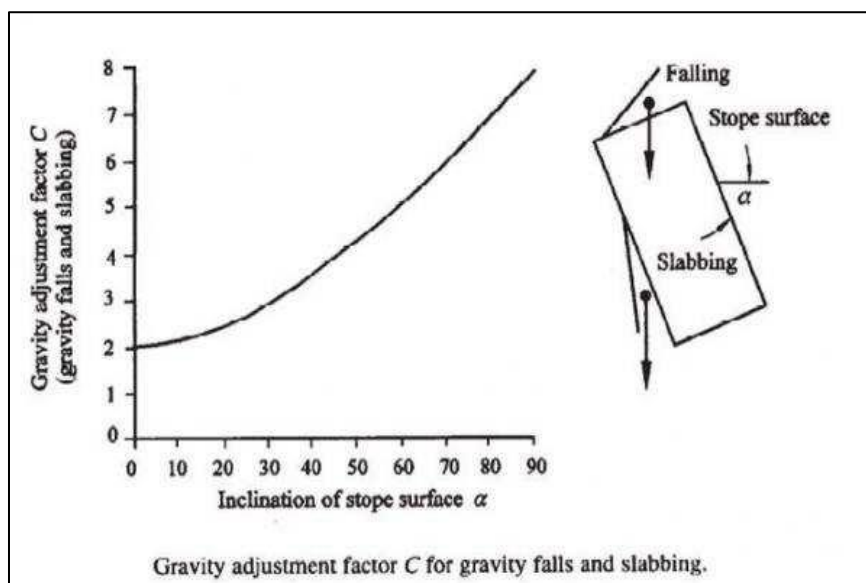


Figura 3-7: Factor de ajuste por gravedad para falla gravitacional y desprendimiento (Potvin 1988).

El modo de falla por deslizamiento depende de la inclinación  $\beta^\circ$  de la estructura crítica, para este caso el Factor  $C$  debe ser determinado utilizando la gráfica de la Figura 3-8.

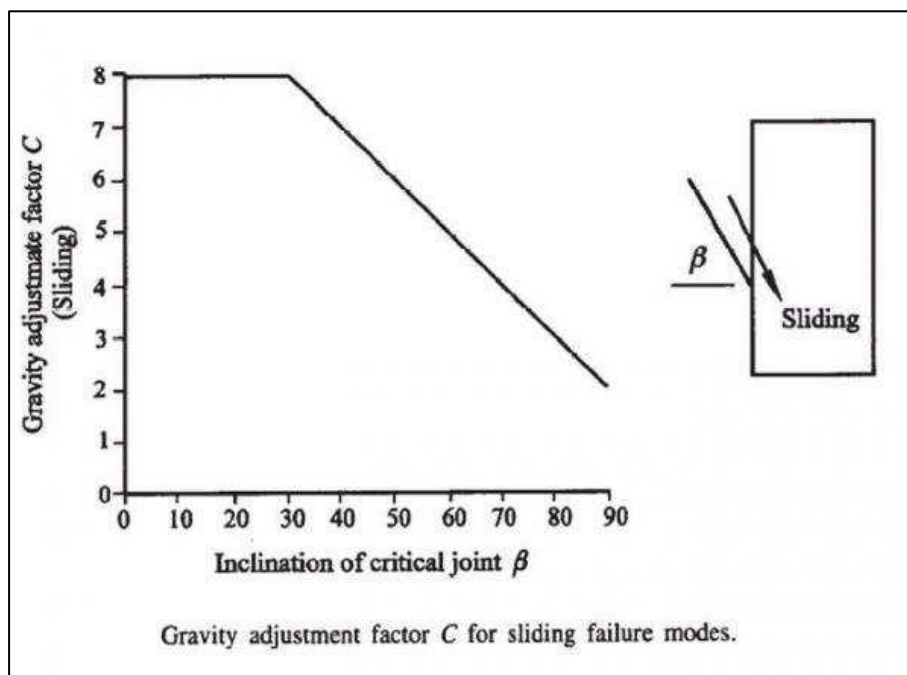


Figura 3-8: Factor de ajuste por gravedad para modo de falla por deslizamiento (Potvin 1988).

### 3.5.2. Factor de forma

También llamado radio hidráulico, se calcula para cada una de las superficies del caserón que son analizadas. Su valor se determina de la siguiente forma.

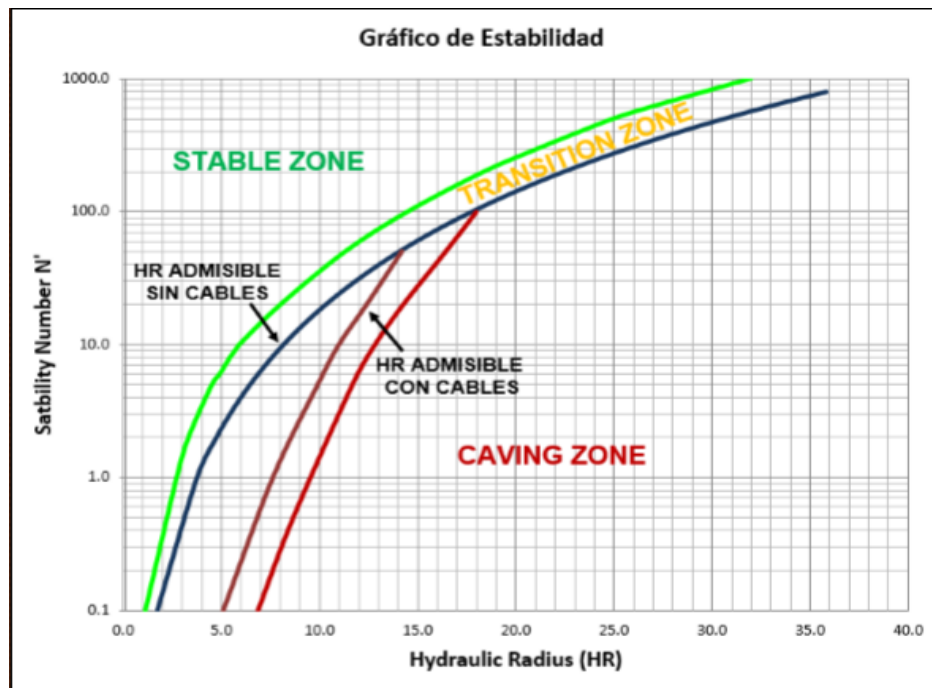
$$RH = \left\{ \frac{\text{Area de la superficie Analizada}}{\text{P rimetro de la Superficie Analizada}} \right\}$$

**Ecuaci n 3-7: Factor de forma o Radio Hidr ulico.**

El factor de forma o radio hidr ulico de una superficie individual parece ser un par metro adecuado para considerar el efecto del tama o y la forma del plano en an lisis. Este par metro favorece las formas largas y angostas por sobre las formas cuadradas, permite el an lisis de las superficies del caser n plano por plano y es de muy f cil estimaci n.

### 3.5.3. Gr fico de Estabilidad – Probabilidad de Falla

Utilizando los valores obtenidos para el n mero de estabilidad, N', y el radio hidr ulico, RH, la estabilidad del caser n para una determinada probabilidad de falla puede ser estimada utilizando el siguiente gr fico.



**Figura 3-9: Gr fico de estabilidad (Potvin (1988) – Nickson (1992)).**



### 3.5.4. Estimación de dilución y método ELOS

#### 4.9.3.3 3.5.4.1 Dilución

La dilución puede ser definida como: "Todo el material externo, con leyes menores a la ley de corte, la cual es extraída en conjunto con el mineral".

En general se puede mencionar que existen 2 tipos de dilución (Ver Figura 3-10):

- Dilución primaria: es aquella dilución inherente al método de explotación usado; puede considerarse una dilución planificada.
- Dilución secundaria: es aquella dilución que involucra material fuera de las dimensiones de la unidad de explotación; dilución no planificada. Esta dilución está definida principalmente por las condiciones geotécnicas del macizo rocoso y su control se realiza asumiendo buenas prácticas operacionales (perforación y tronadura).

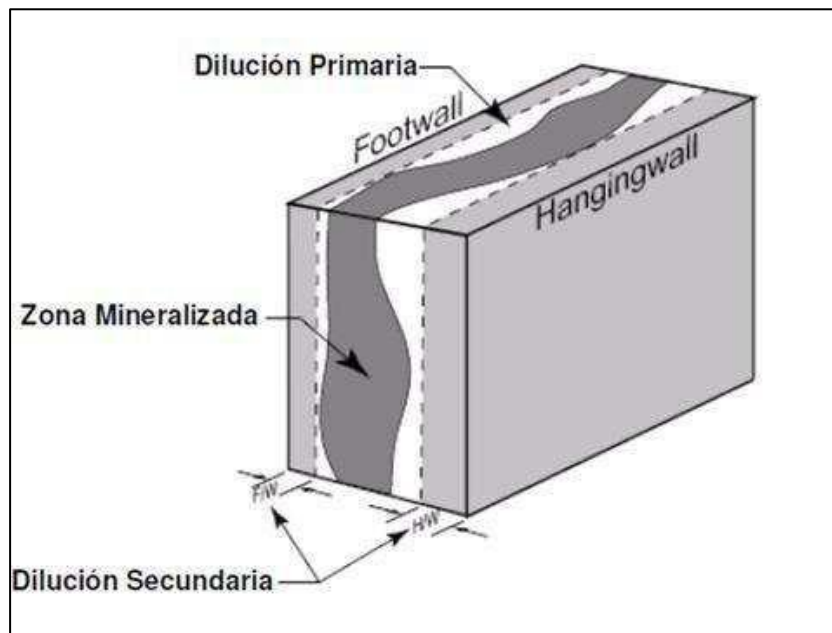


Figura 3-10: Definición de dilución.

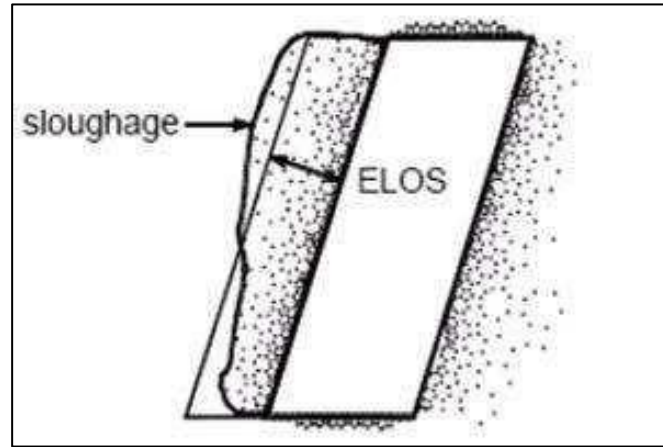
#### 4.9.3.4 3.5.4.2 Método ELOS

Corresponde a una técnica empírica ampliamente usada para la estimación de dilución en cuerpos tabulares, resulta ser la estimación del parámetro ELOS (Equivalent Linear Overbreak-Sloughage) introducido por Clark & Pakalnis (1997).

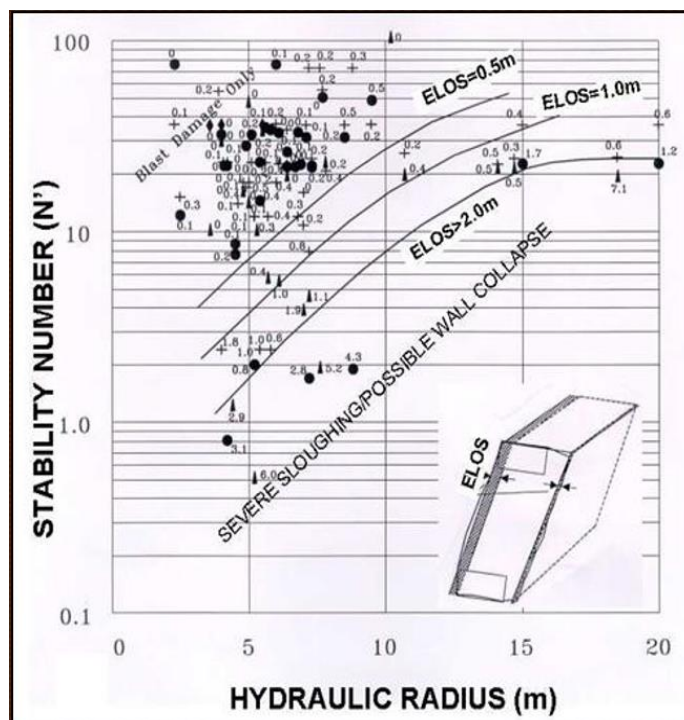
Este parámetro expresa el largo o profundidad equivalente del volumen de material asociado al derrumbe en la superficie de la pared de un caserón (Ver Figura 3-11 y Figura 3-12). Bajo esta definición se puede sostener que el volumen derrumbado se puede estimar mediante la siguiente relación:

$$\text{Volumen Derrumbado} = \text{Largo caserón} * \text{Altura caserón} * \text{ELOS}$$

**Ecuación 3-8: Volumen Derrumbado.**



**Figura 3-11: Definición del Método ELOS.**



**Figura 3-12: Guía de estimación de dilución de Clark (1998).**

#### 4.9.3.5 3.5.4.3 Relación entre el parámetro ELOS y dilución

Como una forma de relacionar el porcentaje de dilución con el parámetro ELOS, se tiene:

$$\%Dilución = \frac{Volumen\ Derrumbado}{Volumen\ de\ Mineral} = \frac{l * h * ELOS}{l * h * W} = \frac{ELOS}{W}$$

**Ecuación 3-9: Porcentaje de dilución.**

Donde:

l = Largo del caserón [m].

W = Ancho del caserón [m].

h = Altura del caserón [m].

ELOS = Espesor o profundidad equivalente de volumen derrumbado [m].

### 3.6. Parámetros de diseño y estabilidad de pilares

El diseño de pilares en minería subterránea debe obedecer a un análisis de las cargas o sollicitaciones y la resistencia del macizo rocoso.

#### 3.6.1. Resistencia de pilares

##### 4.9.3.6 3.6.1.1 Método de Lunder & Pakalnis

Lunder & Pakalnis (1997) proponen una relación para estimar la resistencia del pilar considerando el confinamiento medio de éste, mediante la siguiente expresión:

$$S_p = (K \times UCS)(0.68 + 0.52k)$$

**Ecuación 3-10: Resistencia del pilar. (Lunder & Pakalnis, 1997)**

K = Factor que relaciona la resistencia de la roca a escala de pilares con la resistencia a la compresión no confinada de roca intacta.

UCS = Resistencia a la compresión uniaxial [Mpa].

k = Factor que representa la fricción movilizada en el núcleo del pilar bajo las condiciones de confinamiento.

$$k = \tan \left( \arccos \left( \frac{(a - C_{pav})}{(1 + C_{pav})} \right) \right)$$

$C_{pav}$  = Confinamiento promedio del pilar.

$$C_{pav} = 0.46 \left( \log \left( \frac{w}{h} + 0.75 \right) \right)^{\left( 1.4 / \left( \frac{w}{h} \right) \right)}$$

**Ecuación 3-11: Confinamiento medio del pilar. (Lunder & Pakalnis, 1997)**

w: Ancho del pilar [m].

h: Altura del pilar [m].

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----> (18)			
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----> 7			
		Carbonatos	←----- Carbón -----> (8 - 21)			
	Químicas	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8		
			Yeso 16	Anhidrita 13		
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
			Granodiorita (30)		Dacita (17)	
	Oscuras	Diorita (28)		Andesita 19		
		Gabbro 27	Dolerita (19)	Basalto (17)		
		Norita 22				
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

**Figura 3-13: Valores de la constante  $m_i$  de roca intacta para distintos tipos de roca.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Valores entre paréntesis corresponden a estimaciones.

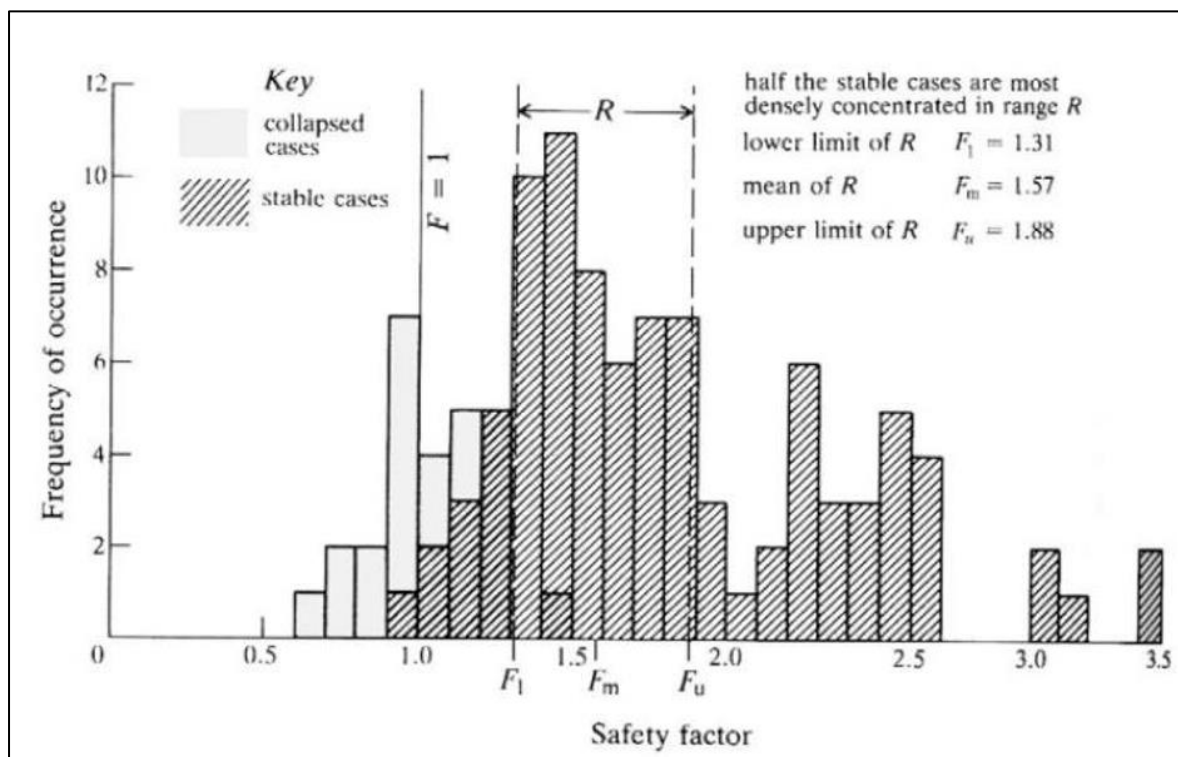
#### 4.9.3.7 3.6.1.2 Factor de seguridad de pilares

El factor de seguridad de pilares corresponde a una relación de la resistencia del pilar y el esfuerzo inducido en el pilar,  $\sigma_p$ .

$$FS = \frac{\text{Resistencia del pilar } (S_p)}{\text{Esfuerzo inducido en el pilar } (\sigma_p)}$$

**Ecuación 3-12: Factor de seguridad.**

El valor del factor de seguridad se basa a un criterio de estudio de casos anteriores.



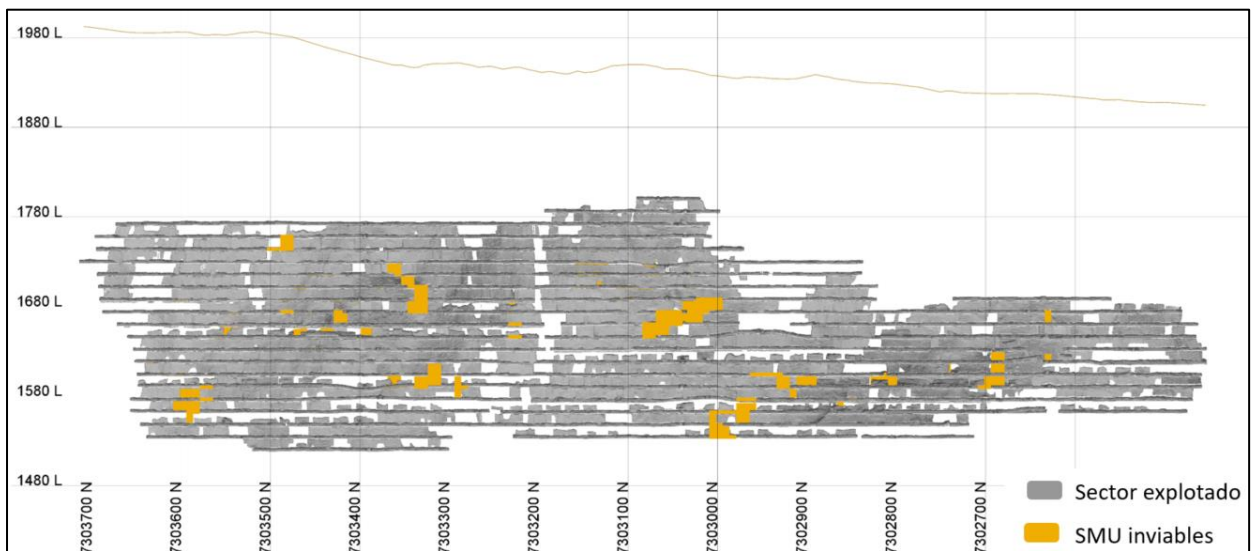
**Figura 3-14: Salamon & Munro (1967)**

## CAPÍTULO 4. DESARROLLO

El desarrollo de este estudio se dividió en varias etapas, en donde cada una cumple un rol fundamental para el resultado que se busca, el cual corresponde a la generación de un protocolo de evaluación de reservas a partir de recursos remanentes para los diversos sectores de la mina El Peñón.

### 4.1. Estimación de recursos

En primer lugar, lo necesario para pensar en la extracción de un sector corresponde a evaluar la cantidad de recursos que hay disponibles, de manera de encontrar sectores atractivos económicamente para una eventual extracción. Por lo tanto, lo primero que se evaluó fue la cantidad de recursos remanentes que se encuentran disponibles en los distintos sectores de mina El Peñón, los cuales se encuentran cercanos a labores ya explotadas y/o vetas paralelas y que pagan la dilución y costos preliminares.



**Figura 4-1: SMUs inviables sector Dorada<sup>2</sup>.**

Los resultados de los recursos para la totalidad de los sectores con SMU “inviables” se presentan en la siguiente tabla.

---

<sup>2</sup> SMUs inviables de los sectores restantes en la sección de anexos.

**Tabla 4-1: Recursos remanentes<sup>3</sup>.**

<b>Onzas de oro</b>	137,736
<b>Onzas de plata</b>	3,819,393
<b>Onzas de oro equivalente</b>	188,661

Con el fin de agrupar el análisis de los finos y no hablar de onzas de oro y plata por separado, se utiliza el termino de onzas de oro equivalente, las cuales se determinan mediante las siguientes expresiones.

$$L_{AuEq} = L_{Au} + \frac{L_{Ag}}{F_{Ag}}$$

**Ecuación 4-1: Ley de oro equivalente.**

$$F_{Ag} = \frac{(P_{Au} \cdot RM_{Au})}{(P_{Ag} \cdot RM_{Ag})}$$

**Ecuación 4-2: Factor de conversión de plata.**

$$OZ_{AuEq} = L_{AuEq} \cdot \frac{Ton_{Mx}}{31.10348}$$

**Ecuación 4-3: Onzas de oro equivalente.**

Las onzas de oro y plata presentadas en la Tabla 4-1 se encuentran en 29 sectores los cuales corresponden a:

- *El Peñón mina norte*: Providencia, Cerro Martillo, Dorada, Martillo Flats, Dorada SW, Cerro Martillo Central Sur y Veta NW.
- *El Peñón mina sur*: Caserón 506, Caserón 505, Orito Norte, Orito Sur, Escarlata, Magenta, Magenta Norte, Vista Norte, Bermellón, Carmín, Carmín Sur, Púrpura, Playa, Pampa Campamento y Discovery Wash.
- *Pampa Augusta Victoria*: Victoria.
- *Fortuna Dominador*: Fortuna y Dominador.
- *Aleste Bonanza*: Bonanza, Abundancia y Ventura.

---

<sup>3</sup> Recursos cuya eventual extracción paga su dilución y costos de extracción.

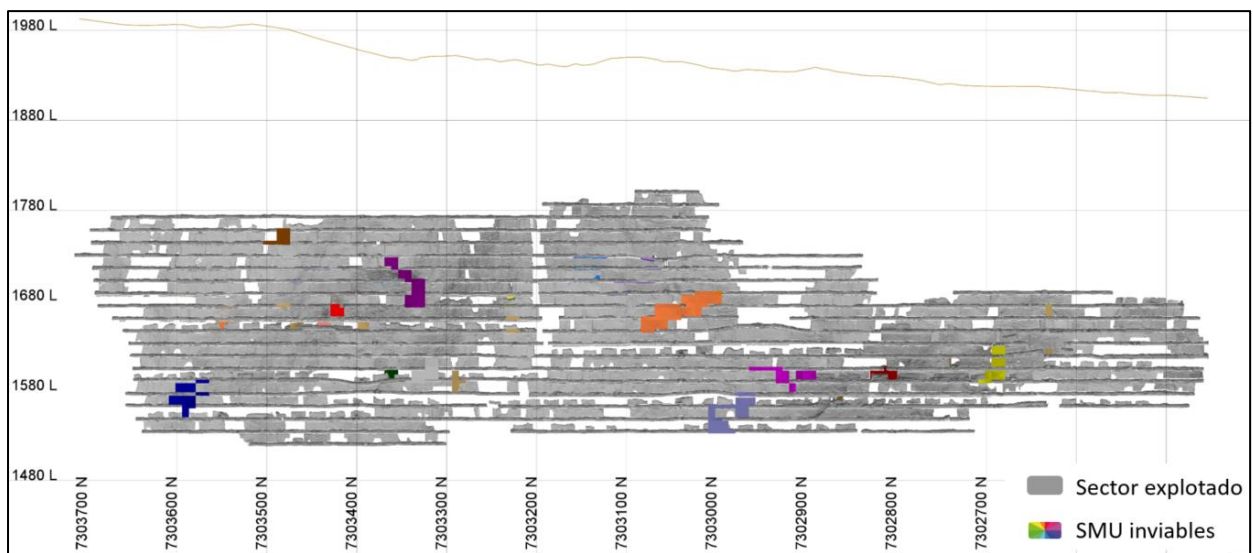
Sin embargo, utilizando la relación de Pareto, el 80% de estos recursos se encuentran en 11 de los 29 sectores anteriormente mencionados.

**Tabla 4-2: 80% de los recursos remanentes.**

<b>Onzas de oro</b>	112,839
<b>Onzas de plata</b>	2,844,411
<b>Onzas de oro equivalente</b>	150,764

#### 4.2. Agrupación de SMU

Al existir una gran cantidad de SMU consideradas como “inviabiles”, es necesario realizar una agrupación de estas, con el fin de que el conjunto de SMUs posean una cantidad de mineral en tonelaje considerable y que este posea un beneficio económico positivo, así como también que se encuentren a una distancia tal que sea factible una eventual extracción. Es por lo anterior, que se realizó una agrupación de SMU para los 11 sectores señalados anteriormente en donde se obtuvo una totalidad de 111 grupos de SMUs.



**Figura 4-2: Ejemplo SMUs agrupadas sector Dorada.**

Realizando la agrupación de SMUs para los 11 sectores, equivalentemente a lo mostrado en la Figura 4-2, se obtienen los siguientes resultados.



**Tabla 4-3: Recursos remanentes en SMU agrupadas.<sup>4</sup>**

<b>Onzas de oro</b>	75,595
<b>Onzas de plata</b>	2,111,383
<b>Onzas de oro equivalente</b>	103,747

Con la agrupación de las SMUs se redujo de un 80% de los recursos totales remanentes considerados en un principio a un 55%, analizando solo los 11 sectores seleccionados.

### 4.3. Evaluación económica

Para discriminar y realizar un filtro económico sobre los bloques o agrupaciones de SMUs, se realizó una evaluación económica para tres tipos de métodos de explotación, evaluando los 111 grupos o bloques en los métodos de *Bench and Fill*, *Drift and Fill* y *Sublevel Stoping*. Para esto se utilizó la Ecuación 3-1, Ecuación 3-2 y Ecuación 3-3, en donde se utilizó como referencia la tabla que se muestra a continuación.

**Tabla 4-4: Resumen costos.**

<b>ITEM</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>VALOR</b>	<b>REFERENCIA</b>
<b>Costo Mina</b>	US\$/t min	89	Ene 2016 - Oct 2017
<b>Costo Planta</b>	US\$/t min	27	Ene 2016 - Oct 2017
<b>Costo de Gestión y Administración</b>	US\$/t min	16	Ene 2016 - Oct 2017
<b>Transporte a Planta, Laguna/Fortuna</b>	US\$/t min	4	Ctto Patagonia
<b>Recuperación metalúrgica de Au</b>	% recup	modelo	GM
<b>Recuperación metalúrgica de Ag</b>	% recup	modelo	GMM
<b>Precio Au</b>	US\$/oz	1,250	
<b>Precio Ag</b>	US\$/oz	18	
<b>Costo Venta Au</b>	US\$/oz	16	Actualizado Plan 2018-19
<b>Costo Venta Ag</b>	US\$/oz	0	Actualizado Plan 2018-19
<b>Costo de drift por estéril</b>	US\$/m	2,277	
<b>Costo de infraestructura acceso</b>	US\$/m	2,322	
<b>Costo de infraestructura desarrollo horizontal</b>	US\$/m	3,337	
<b>Costo de infraestructura Raise Borer</b>	US\$/m	1,408	ref. RB 300 m

<sup>4</sup> Detalle de estimación de reservas en anexo 8.1.

Para la evaluación de cada uno de los métodos se varía el costo mina en función de los métodos de explotación utilizados en Mina El Peñón, en donde para el método Bench and Fill corresponde a 89 US\$/t min, para Drift and fill 115 US\$/t min, y para Sublevel Stopping de 55 US\$/t min.

Adicional a esto, las recuperaciones metalúrgicas de Au y Ag varían en función del tipo de mineral. A continuación, se presenta una tabla con las recuperaciones.

**Tabla 4-5: Recuperaciones metalúrgicas según mineralogía.**

	<b>RAu</b>	<b>RAg</b>
<b>Oxidado_baja</b>	95.60%	89.72%
<b>Oxidado_especial</b>	97.27%	90.86%
<b>Oxidado_alta</b>	98.99%	92.52%
<b>Oxidado_super alta</b>	98.99%	92.52%
<b>Reducido bs_baja</b>	91.51%	92.60%
<b>Reducido bs_especial</b>	94.54%	74.02%
<b>Reducido bs_alta</b>	92.72%	59.81%
<b>Reducido bs_super alta</b>	92.72%	59.81%
<b>Reducido as_baja</b>	91.39%	82.56%
<b>Reducido as_especial</b>	94.54%	74.02%
<b>Reducido as_alta</b>	92.72%	59.81%
<b>Reducido as_super alta</b>	92.72%	59.81%
<b>Oxidado_marginal</b>	89.00%	80.30%
<b>Reducido bs_marginal</b>	89.00%	80.30%
<b>Reducido as_marginal</b>	89.00%	80.30%
<b>Stock aux</b>	94.03%	82.96%
<b>Openmarg</b>	87.26%	88.92%
<b>Openalta</b>	87.26%	88.92%
<b>Oxidado_esteril</b>	89.00%	80.30%
<b>Reducido bs_esteril</b>	89.00%	80.30%
<b>Reducido as_esteril</b>	89.00%	80.30%

#### **4.3.1. Evaluación económica preliminar**

A partir de lo anterior, y bajo una consideración preliminar de generar un acceso o desarrollo para cada uno de los bloques, se establece un criterio para que cada uno de los bloques posean un beneficio económico neto superior a 300,000 US\$ y, además, que paguen al menos 120 metros de desarrollo,

Con estas consideraciones anteriormente expuestas, la cantidad de bloques se redujo a lo siguiente:

**Tabla 4-6: Resumen filtro evaluación económica previa.<sup>5</sup>**

	<b>BENCH AND FILL</b>	<b>CUT AND FILL</b>	<b>SUBLEVEL STOPING</b>
<b>N° bloques</b>	22	15	26
<b>Beneficio [MUS\$]</b>	23.6	17.1	27.0
<b>Finos Aueq [koz]</b>	52.7	39.4	59.2

#### **4.3.2. Evaluación económica con desarrollos**

Luego de filtrar los datos económicamente de forma preliminar, a los bloques restantes se les realiza un análisis de la cantidad de metros de acceso, desarrollos horizontales o de *drift* necesarios para acceder a cada cuerpo mineralizado (agrupación de SMUs)<sup>6</sup>.

**Tabla 4-7: Resumen evaluación económica con desarrollos.<sup>7</sup>**

	<b>BENCH AND FILL</b>	<b>CUT AND FILL</b>	<b>SUBLEVEL STOPING</b>
<b>N° bloques</b>	13	9	16
<b>Beneficio [Mus\$]</b>	11.2	7.5	14.4
<b>Finos Aueq [koz]</b>	34.3	19.9	37.1
<b>Finos Au [koz]</b>	25.6	14.9	28.3
<b>Finos Ag [koz]</b>	652.0	372.6	657.2

El resultado obtenido de esta segunda evaluación económica provocó una disminución en la cantidad de bloques para cada uno de los métodos de explotación evaluados, reduciendo a un 59% para el caso de la evaluación mediante el método *Bench and Fill*, un 60% para el método *Cut and Fill* y a un 62% para el método de *Sublevel Stopping*, lo cual reduce también la cantidad de finos que potencialmente pueden ser extraídos a un 65%, 51% y 63% respectivamente.

Dado que la mayor cantidad de bloques seleccionados corresponden a la evaluación mediante el método *Sublevel Stopping*, y estos bloques consideran los seleccionados en los otros dos métodos restantes, se procede con el análisis utilizando los 16 bloques filtrados por este método, de manera de contemplar el análisis en todos los bloques.

---

<sup>5</sup> Detalle de evaluación económica preliminar sin desarrollos en anexo 8.2.

<sup>6</sup> Medición de metros de desarrollo preliminar tentativo.

<sup>7</sup> Detalle de evaluación económica preliminar con desarrollos en anexo 8.2.

#### 4.4. Validación de recursos con sondajes

Luego de realizada la evaluación económica y filtrados los bloques que son factibles de extraer, se procedió a la validación de los recursos de cada uno de los bloques, mediante la utilización de los sondajes disponibles, los cuales corresponde a sondajes realizados desde superficie, así como también sondajes realizados de manera *infill* (perforaciones realizadas desde el interior de la mina), de manera de poder verificar que las SMU “inviabiles” correspondan a vetas paralelas o bloques con mineralización que no han sido extraídos.

Para esto se procedió a intersecar los sondajes con las *gradeshells* (celdas de ley), y con los bloques filtrados anteriormente, de manera de poder verificar el tipo de litología que se encuentra presente en las SMU “inviabiles” y con esto confirmar que correspondan a vetas masivas de cuarzo (MQV) o a brechas hidrotermales (HYB), debido a que estas dos corresponden a las rocas mineralizadas presentes en el yacimiento El Peñón.

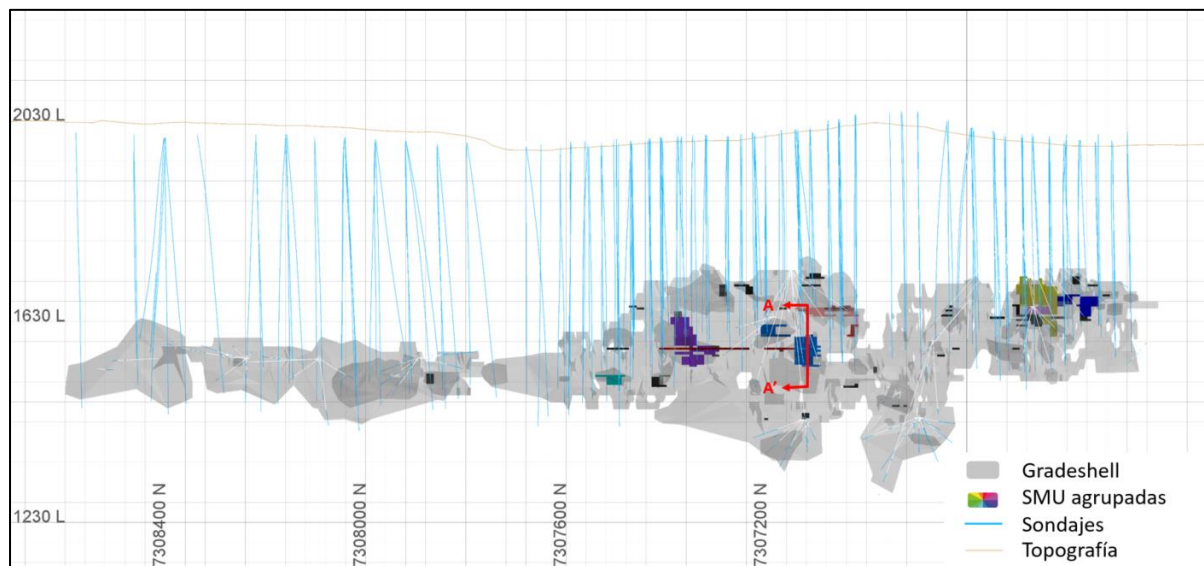
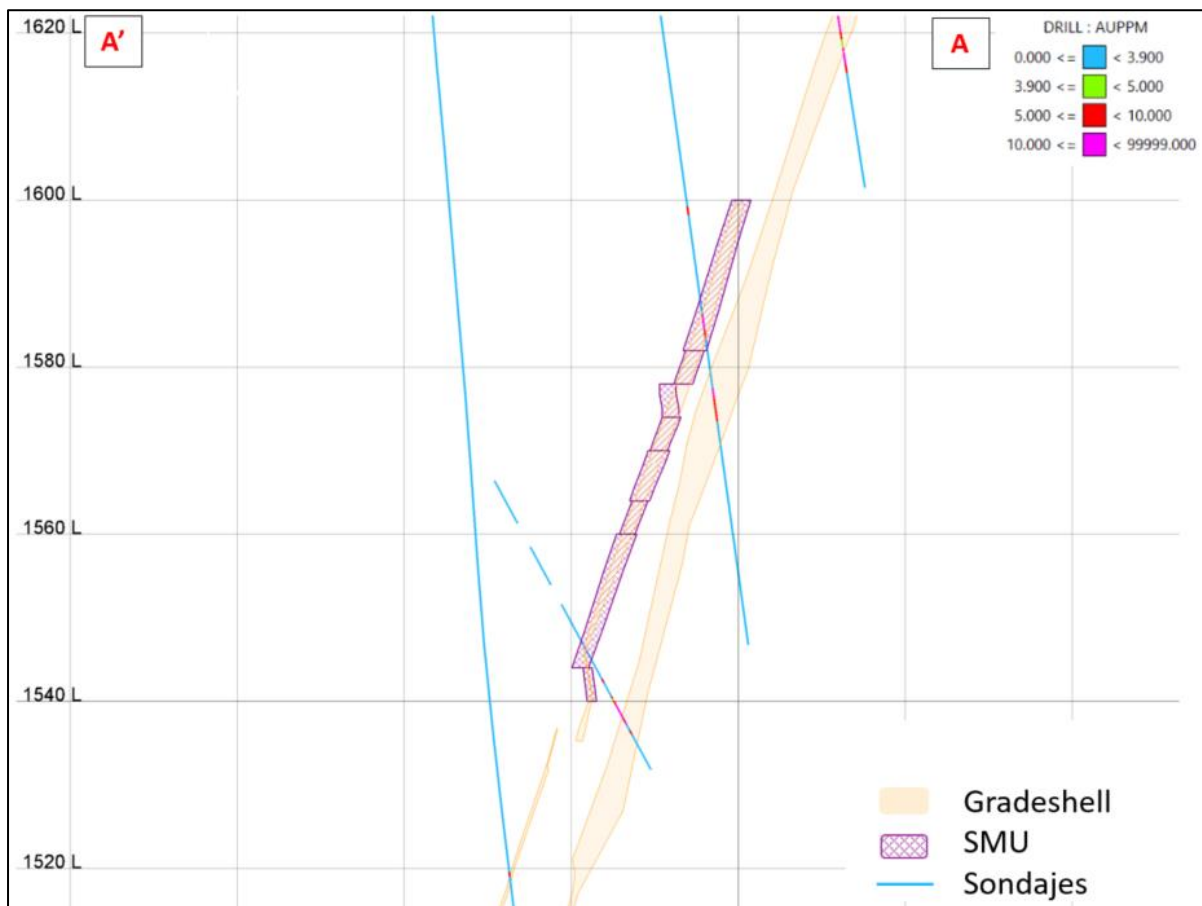


Figura 4-3: Validación de recursos con sondajes.



**Figura 4-4: Acercamiento validación de recursos con sondajes.**

Adicional a esto, es necesario intersecar los sondajes con los bloques filtrados y las labores explotadas, de manera de comprobar que los bloques seleccionados se encuentren en zonas de vetas paralelas, es decir, que se encuentren litologías distintas entre los bloques filtrados y las labores explotadas, o en una zona de mineralización de depósitos epitermales, en donde exista presencia de brechas hidrotermales (HYB) en la zona de los bloques filtrados y vetas (MQV) en las labores ya explotadas o a la inversa.

Además de verificar lo anterior, la validación de recursos con sondajes se realiza con el fin de identificar y dar cuenta de la presencia de mineral económicamente explotable en los bloques filtrados. Para esto se comprobó que los sondajes tengan al menos 2 interceptos, es decir, que interseque al menos dos unidades litológicas entre SMU “inviabiles” y labores explotadas.

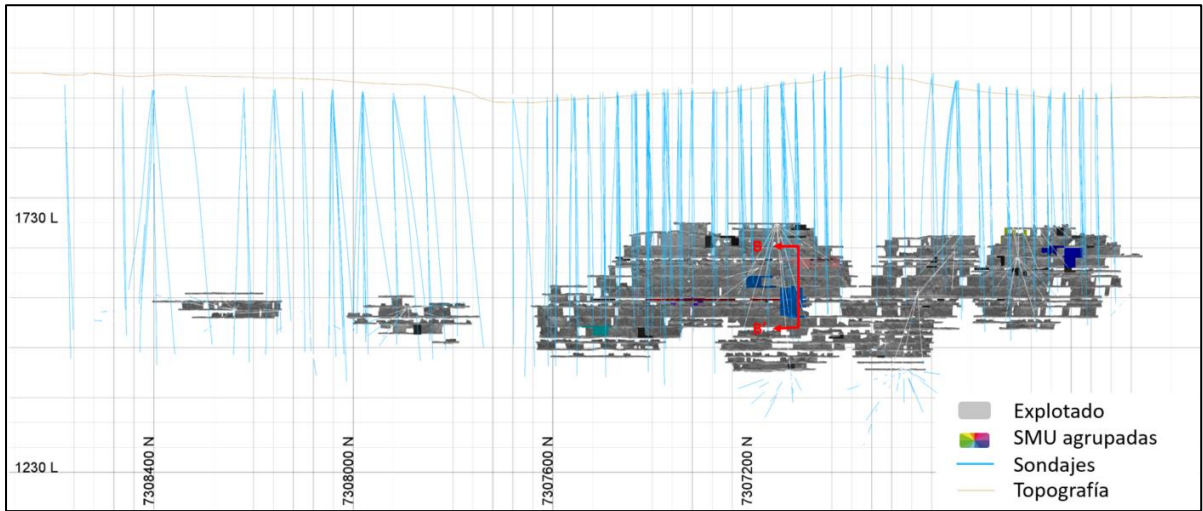


Figura 4-5: Intersección de sondajes con SMU y explotado.

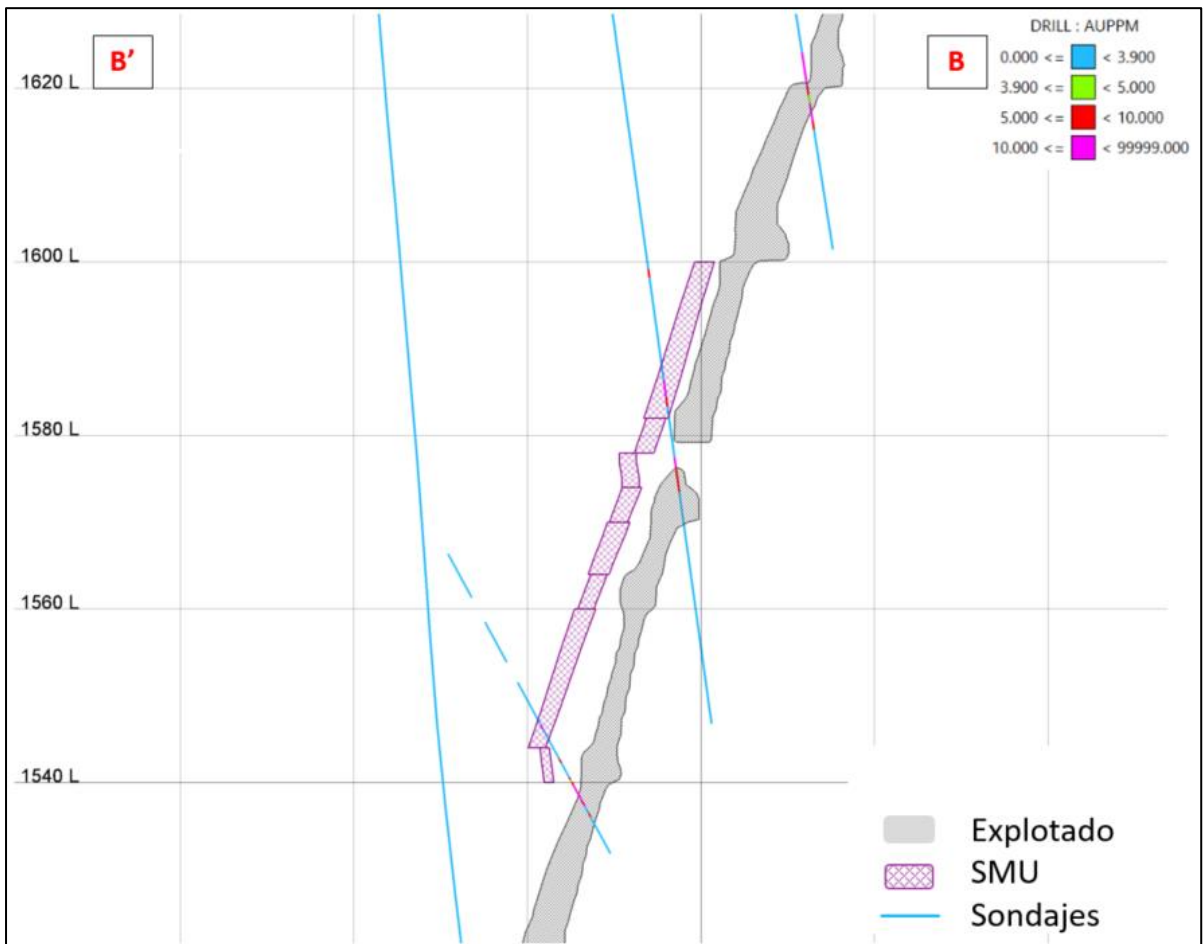


Figura 4-6: Acercamiento intersección sondajes con SMU agrupadas y explotados.

En la Tabla 4-8 se presentan la cantidad de sondajes que cruzan cada uno de estos bloques, además de las litologías presentes tanto en las SMU “inviabiles”, en las labores explotadas y en la zona entre ellas.

**Tabla 4-8: Sondajes y litologías de bloques.<sup>8</sup>**

<b>Bloque</b>	<b>N° Sondajes</b>	<b>Litología</b>
<b>PRO_13</b>	6	HYB-SLR-MQV-XTV-FBR
<b>ONO_5</b>	1	MQV
<b>PRO_15</b>	2	HYB-MQV
<b>BON_8</b>	2	FBR-HYB
<b>BON_placa</b>	3	HYV-FBR
<b>505_3</b>	12	FBR-HYB-MQV-XLT-BHF-BXF-SCZ
<b>MAG_1</b>	2	DAC-MQV
<b>ESC_3</b>	6	MQV-FBR-SLR-RBX-BXH
<b>ONO_7</b>	1	MQV
<b>FLA_1</b>	4	HBX-HYB-FBR
<b>505_8</b>	5	BXF-MQV-BXH-FBR
<b>ESC_1</b>	3	MQV-HYB-FDR
<b>505_5</b>	5	FBR-HYB-BXF-BXH-MQV-MBX
<b>BON_1</b>	3	FBR-MQV-HYV
<b>OSU_6</b>	1	BXF-MQV
<b>DOR_5</b>	3	HYB-MQV-XLT-RBX-PGA

#### **4.5. Selección del método de explotación**

Para la selección del método de explotación, se procedió en primer lugar, a la recopilación de información geomecánica de cada sector de la mina, en particular de cada bloque filtrado anteriormente. Los datos geomecánicos fueron extraídos desde los modelos geotécnicos asociadas a cada sector de la mina cuyas fechas de realización de cada una de estas se detallan a continuación:

- a) Modelo Geotécnico 2009:
  - a. Providencia.
  - b. Bonanza.
  - c. Escarlata.
  
- b) Modelo Geotécnico 2015:
  - a. Martillo Flats.
  - b. Orito Sur.

---

<sup>8</sup> Descripción de litologías en anexo 8.3.

- c) Modelo Geotécnico 2017:
  - a. Orito Norte.
  - b. Dorada.
  
- d) Modelo Geotécnico 2018:
  - a. Caserón 505.
  - b. Magenta.

**Tabla 4-9: Información geomecánica.**

Bloque	Q' Caja	Q' Mx	RMR Caja	RMR Mx	UCS [Mpa]	Inclinación °
PRO_13	10.0	5.0	59.0	48.5	>100	74
ONO_5	1.7	1.7	35.0	27.5	>100	84
PRO_15	17.5	5.0	59.0	48.5	>100	69
BON_8	10.0	10.0	54.5	54.5	>100	74
BON_placa	10.0	4.0	54.5	48.0	>100	72
505_3	25.4	2.9	60.0	37.5	>100	84
MAG_1	12.1	8.7	50.0	65.0	>100	65
ESC_3	30.0	5.0	66.5	52.5	>100	72
ONO_7	1.7	1.7	35.0	27.5	>100	74
FLA_1	10.0	8.0	60.5	55.0	>100	75
505_8	25.4	2.9	60.0	37.5	>100	68
ESC_1	30.0	5.0	66.5	52.5	>100	73
505_5	25.4	2.9	60.0	37.5	>100	85
BON_1	10.0	10.0	54.5	54.5	>100	82
OSU_6	3.8	0.3	55.0	42.5	>90	73
DOR_5	27.6	2.9	52.5	40.0	>100	68

#### 4.5.1. Sistema de clasificación UBC.

A partir de los datos de la Tabla 4-9, se procedió a realizar la elección del método de explotación según el sistema de clasificación UBC (1995), en donde se descartó, en caso de ser factible, los métodos *Open Pit*, debido a que existen labores explotadas en sectores aledaños a los analizados y por lo tanto se inviabiliza la extracción mediante este método, *Square Set*, y *Top Slicing*, debido su baja mecanización.

En la Tabla 4-10 se muestran los resultados obtenidos bajo el criterio de selección UBC para el Caserón 505, bloque 5.



**Tabla 4-10: Selección método de explotación UBC Caserón 505, Bloque 5.<sup>9</sup>**

<b>505_5</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	33
<b>2</b>	Shrinkage Stopping	29
<b>3</b>	Open Pit	28
<b>4</b>	Sublevel Stopping	22
<b>5</b>	Square Set	20
<b>6</b>	Top Slicing	15
<b>7</b>	Sublevel Caving	-20
<b>8</b>	Longwall	-22
<b>9</b>	Block Caving	-23
<b>10</b>	Room and Pillar	-33

Como se mencionó anteriormente, se descartan los métodos *Open Pit*, *Square Set* y *Top Slicing*, por lo que para este sector los métodos aceptados para la explotación corresponden a *Cut and Fill*, *Shrinkage Stopping* y *Sublevel Stopping*.

Para el caso de los bloques dispuestos en el sector Orito Norte, más específicamente los bloques 5 y 7, estos al encontrarse ubicados bajo explotaciones mediante el método de *Open Pit*, su método de explotación seleccionado corresponde a *Glory Hole*, el cual corresponde a una explotación mediante perforaciones desde el rajo hasta el nivel de extracción del mineral.

#### **4.5.2. Análisis cualitativo**

Luego de la selección de método de explotación, se procedió a realizar un análisis cualitativo, mediante una matriz de selección para los métodos de explotación *Sublevel Stopping*, *Shrinkage Stopping* y *Cut and Fill*. Esto se realizó en base a criterios basados en juicios de personal competente y experiencia propia de Mina El Peñón. Los resultados de este análisis cualitativo muestran que los métodos más apropiados para realizar la extracción corresponden a los métodos *Sublevel Stopping* y *Cut and Fill*. Los aspectos más relevantes, los cuales acentúan las diferencias entre ellos, corresponden a aspectos de seguridad, mecanización y experiencia. El detalle de los resultados de esta matriz se detalla en la Tabla 4-11.

---

<sup>9</sup> Selección de método de explotación de los bloques restantes en anexo 8.4.

Tabla 4-11: Matriz de selección de métodos de explotación.

Aspectos a evaluar	Métodos de Explotación			
	Caso Base	SLS	Shrinkage	C&F
Exposición del personal	3	4	1	3
Restricciones geomecánicas	3	1	5	5
Control del polvo	3	3	3	3
Control de la humedad	3	3	3	3
Acceso a personal calificado	3	4	1	5
Experiencia	3	4	1	5
Requerimiento de manejo de materiales	3	4	4	1
Necesidad de desarrollos	3	4	5	3
Razón estéril mineral	3	5	3	5
Requerimiento de energía	3	3	5	3
Requerimiento de ventilación	3	3	4	3
Potencial de mecanización	3	5	1	5
Potencial de incorporar nuevas tecnologías	3	2	2	3
Exposición de los equipos	3	4	1	3
Calidad de la roca	3	3	3	3
CAPEX	3	3	1	2
OPEX	3	4	3	3
Tiempo de puesta en marcha	3	2	3	4
Tiempo para alcanzar producción en régimen	3	4	1	3
Recuperación	3	3	5	5
Dilución	3	3	5	5
Control de la ley	3	3	5	5
<b>Total</b>	<b>423</b>	<b>478</b>	<b>412</b>	<b>511</b>

#### 4.6. Estudio de estabilidad

El estudio de estabilidad se basó principalmente en la estabilidad de caserones y pilares. Para esto, a partir de parámetros geomecánicos y geométricos se determinaron los rangos de estabilidad para caserones y pilares.

##### 4.6.1. Estabilidad de caserones

El estudio de estabilidad de caserones se realizó en base al número de estabilidad modificado (N') y al radio hidráulico o factor de forma (RH), además del método de ELOS para determinar la dilución y sobre excavación. Los resultados de este análisis se muestran en la Tabla 4-12.

**Tabla 4-12: Parámetros de estabilidad de caserones.**

<b>Bloque</b>	<b>B</b>	<b>C</b>	<b>N'</b>	<b>RH<sup>10</sup></b>	<b>ELOS</b>
<b>PRO_13</b>	0.35	6.35	15.23	<b>7.0</b>	<0.5
<b>ONO_5</b>	0.35	7.37	3.02	<b>3.8</b>	0.8
<b>PRO_15</b>	0.40	5.85	24.57	<b>8.5</b>	<0.5
<b>BON_8</b>	0.38	6.35	15.23	<b>7.0</b>	<0.5
<b>BON_placa</b>	0.35	6.15	14.75	<b>6.9</b>	<0.5
<b>505_3</b>	0.38	7.37	44.94	<b>10.2</b>	<0.5
<b>MAG_1</b>	0.20	5.46	15.87	<b>7.0</b>	<0.5
<b>ESC_3</b>	0.38	6.15	44.25	<b>10.3</b>	<0.5
<b>ONO_7</b>	0.32	6.35	2.60	<b>3.4</b>	0.9
<b>FLA_1</b>	0.35	6.45	15.47	<b>6.8</b>	<0.5
<b>505_8</b>	0.30	5.75	35.07	<b>9.4</b>	<0.5
<b>ESC_1</b>	0.40	6.25	44.97	<b>10.3</b>	<0.5
<b>505_5</b>	0.40	7.48	45.58	<b>10.2</b>	<0.5
<b>BON_1</b>	0.32	7.16	17.20	<b>7.3</b>	<0.5
<b>OSU_6</b>	0.38	6.25	5.62	<b>4.8</b>	0.9
<b>DOR_5</b>	0.37	5.75	46.99	<b>9.8</b>	<0.5

Dado que no se tiene información específica de cada sector, el UCS de cada bloque se determinó a partir de rangos provenientes de los tipos de roca presentes y características generales de cada sector, cuyos datos fueron obtenidos de informes geotécnicos de Mina El Peñón, mencionados anteriormente. Por lo tanto, se realizó una evaluación geomecánica considerando un factor A equivalente a 0.8 debido a que no se utilizaron modelos numéricos para la determinación de este factor con mayor precisión, ni fue posible realizar un back análisis debido a la poca información disponible.

Para la determinación de los factores B y C, se determinó el ángulo de inclinación de las estructuras, así como también la inclinación de las vetas remanentes.

Finalmente, se pueden determinar las dimensiones de cada caserón mediante la utilización del radio hidráulico, en donde el resultado corresponde a las dimensiones máximas permitidas. En la Tabla 4-13 se muestra una matriz con los valores de radio hidráulico para diferentes dimensiones.

---

<sup>10</sup> Radio Hidráulico máximo permitido.

**Tabla 4-13: Matriz de radio hidráulico en función de las dimensiones.**

RH	Dimensión 1																
	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	85
2	0.7	0.8	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
4	1.1	1.4	1.6	1.7	1.7	1.8	1.8	1.8	1.8	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9
6	1.4	1.9	2.1	2.3	2.4	2.5	2.6	2.6	2.6	2.7	2.7	2.7	2.7	2.8	2.8	2.8	2.8
8	1.5	2.2	2.6	2.9	3.0	3.2	3.3	3.3	3.4	3.4	3.5	3.5	3.6	3.6	3.6	3.6	3.7
10	1.7	2.5	3.0	3.3	3.6	3.8	3.9	4.0	4.1	4.2	4.2	4.3	4.3	4.4	4.4	4.4	4.5
12	1.8	2.7	3.3	3.8	4.1	4.3	4.5	4.6	4.7	4.8	4.9	5.0	5.1	5.1	5.2	5.2	5.3
14	1.8	2.9	3.6	4.1	4.5	4.8	5.0	5.2	5.3	5.5	5.6	5.7	5.8	5.8	5.9	6.0	6.0
16	1.9	3.1	3.9	4.4	4.9	5.2	5.5	5.7	5.9	6.1	6.2	6.3	6.4	6.5	6.6	6.7	6.7
18	2.0	3.2	4.1	4.7	5.2	5.6	5.9	6.2	6.4	6.6	6.8	6.9	7.0	7.2	7.3	7.3	7.4
20	2.0	3.3	4.3	5.0	5.6	6.0	6.4	6.7	6.9	7.1	7.3	7.5	7.6	7.8	7.9	8.0	8.1
22	2.0	3.4	4.5	5.2	5.9	6.3	6.8	7.1	7.4	7.6	7.9	8.0	8.2	8.4	8.5	8.6	8.7
24	2.1	3.5	4.6	5.5	6.1	6.7	7.1	7.5	7.8	8.1	8.4	8.6	8.8	8.9	9.1	9.2	9.4
26	2.1	3.6	4.8	5.7	6.4	7.0	7.5	7.9	8.2	8.6	8.8	9.1	9.3	9.5	9.7	9.8	10.0
28	2.1	3.7	4.9	5.8	6.6	7.2	7.8	8.2	8.6	9.0	9.3	9.5	9.8	10.0	10.2	10.4	10.5
30	2.1	3.8	5.0	6.0	6.8	7.5	8.1	8.6	9.0	9.4	9.7	10.0	10.3	10.5	10.7	10.9	11.1
32	2.2	3.8	5.1	6.2	7.0	7.7	8.4	8.9	9.4	9.8	10.1	10.4	10.7	11.0	11.2	11.4	11.6
34	2.2	3.9	5.2	6.3	7.2	8.0	8.6	9.2	9.7	10.1	10.5	10.9	11.2	11.4	11.7	11.9	12.1

#### 4.6.2. Estabilidad de pilares

Para la determinación de la estabilidad de pilares se utilizó el método de Lunder & Pakalnis, en donde en primer lugar se recopiló la información de los esfuerzos, la medición de profundidad de cada bloque y las propiedades geomecánicas, así como también de las distancias críticas entre las SMUs “inviabiles” y las labores explotadas.

En la Tabla 4-14 se presentan los datos de entrada para realizar el análisis de estabilidad de pilares, en donde mediante una regresión logarítmica se determinaron los esfuerzos principales para la profundidad de cada bloque, a partir de datos obtenidos en terreno.

Luego, para el análisis de estabilidad de los pilares de cada sector, se determinó el esfuerzo sobre el pilar para cada uno de los bloques, la relación de las dimensiones del pilar (ancho/alto) y el factor de seguridad asociado. Los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 4-14.

Tabla 4-14: Datos de entrada de análisis de estabilidad de pilares.

Bloque	Alto [m]	Ancho [m]	$\sigma_{h1}$ [Mpa]	Z [m]	$\sigma_v$ [Mpa]	Factor Esc	$\sigma_p$ [Mpa]	UCS [Mpa]	K <sup>11</sup>
505_3	6.0	3.2	9.5	208.5	7.6	2.00	19.0	100	29%
505_5	6.0	2.8	9.2	179.3	7.4	2.00	18.4	100	29%
505_8	6.0	3.5	9.7	241.8	7.8	2.00	19.5	100	29%
BON_1	6.0	4.5	10.5	369.3	8.4	2.00	21.0	100	28%
BON_8	6.0	5.0	10.2	311.8	8.2	2.00	20.4	100	26%
PLACA	6.0	5.4	10.7	422.4	8.6	2.00	21.5	100	26%
MAG_1	6.0	3.8	8.3	106.8	6.7	2.00	16.6	100	24%
ESC_1	6.0	3.0	10.6	398.0	8.5	2.00	21.3	100	33%
ESC_3	6.0	3.0	10.5	377.7	8.4	2.00	21.1	100	33%
DOR_5	6.0	2.6	10.0	274.5	8.0	2.00	19.9	100	29%
FLA_1	6.0	3.1	9.7	241.6	7.8	2.00	19.5	100	30%
OSU_6	6.0	3.2	8.5	119.4	6.8	2.00	17.0	90	29%
PRO_13	6.0	3.7	9.6	223.6	7.7	2.00	19.2	100	28%
PRO_15	6.0	3.6	9.5	207.2	7.6	2.00	19.0	100	28%

Tabla 4-15: Análisis de estabilidad de pilares.

Bloque	Alto [m]	Ancho [m]	C1	C2	Kappa	C <sub>Pav</sub>	$\sigma_{ps}$ [Mpa]	Relación Wp/Hp	Factor de Seguridad <sup>12</sup>
505_3	6.0	3.2	0.68	0.52	0.07	0.0013	20.8	0.53	<b>1.10</b>
505_5	6.0	2.8	0.68	0.52	0.03	0.0003	20.2	0.47	<b>1.10</b>
505_8	6.0	3.5	0.68	0.52	0.11	0.0031	21.4	0.58	<b>1.10</b>
BON_1	6.0	4.5	0.68	0.52	0.27	0.0180	23.0	0.75	<b>1.10</b>
BON_8	6.0	5.0	0.68	0.52	0.35	0.0293	22.4	0.83	<b>1.10</b>
PLACA	6.0	5.4	0.68	0.52	0.43	0.0429	23.5	0.90	<b>1.10</b>
MAG_1	6.0	3.8	0.68	0.52	0.16	0.0060	18.3	0.63	<b>1.10</b>
ESC_1	6.0	3.0	0.68	0.52	0.05	0.0007	23.3	0.50	<b>1.10</b>
ESC_3	6.0	3.0	0.68	0.52	0.05	0.0005	23.2	0.49	<b>1.10</b>
DOR_5	6.0	2.6	0.68	0.52	0.02	0.0001	20.0	0.43	<b>1.10</b>
FLA_1	6.0	3.1	0.68	0.52	0.06	0.0010	21.4	0.52	<b>1.10</b>
OSU_6	6.0	3.2	0.68	0.52	0.07	0.0013	18.7	0.53	<b>1.10</b>
PRO_13	6.0	3.7	0.68	0.52	0.14	0.0049	21.1	0.62	<b>1.10</b>
PRO_15	6.0	3.6	0.68	0.52	0.13	0.0040	20.9	0.60	<b>1.10</b>

La altura del pilar seleccionado para este análisis corresponde a una altura de 6 metros, debido a que esta altura ayuda a mejorar la recuperación, dado que el ancho de pilar requerido es menor a dimensiones más grandes. Se fijó un factor de seguridad de 1.1 con el fin de determinar el ancho mínimo crítico de cada bloque. El análisis de esto puede ser comprobado revisando la Tabla 4-15.

<sup>11</sup> Factor asociado al RMR y litología presente.

<sup>12</sup> Valores críticos promedio de cada sector.

Debido a la que la distancia entre las SMUs “inviabiles” y los sectores ya explotados no es constante, se realizó una gráfica de factor de seguridad en función del ancho de pilar para 4 dimensiones de altura de pilar. A continuación, se presentan las gráficas correspondientes al bloque 3 del Caserón 505.

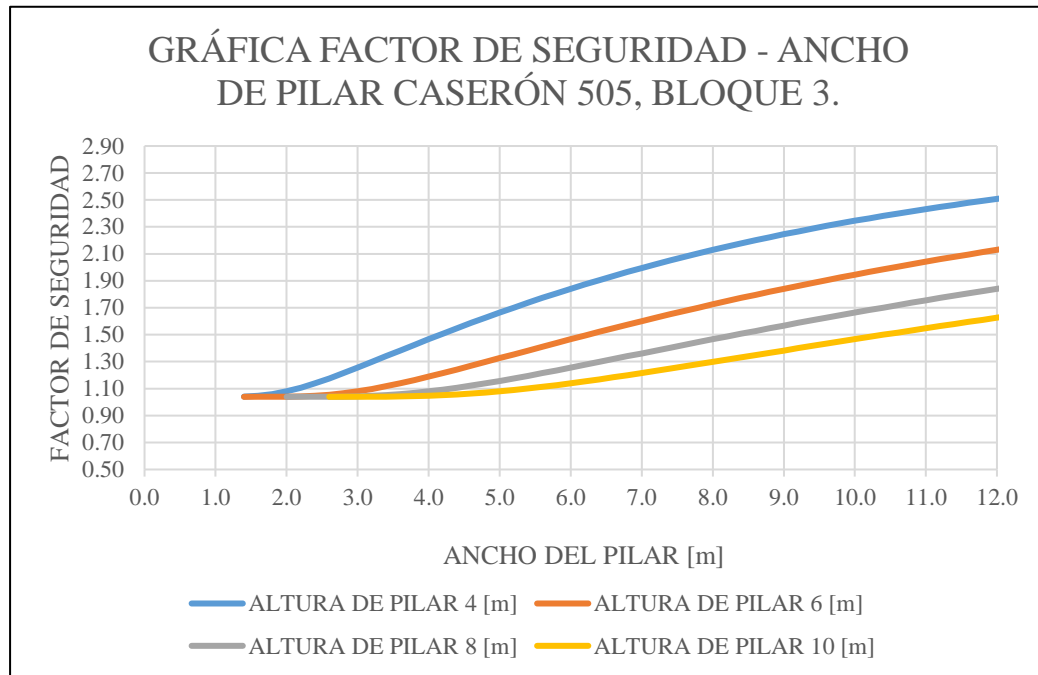
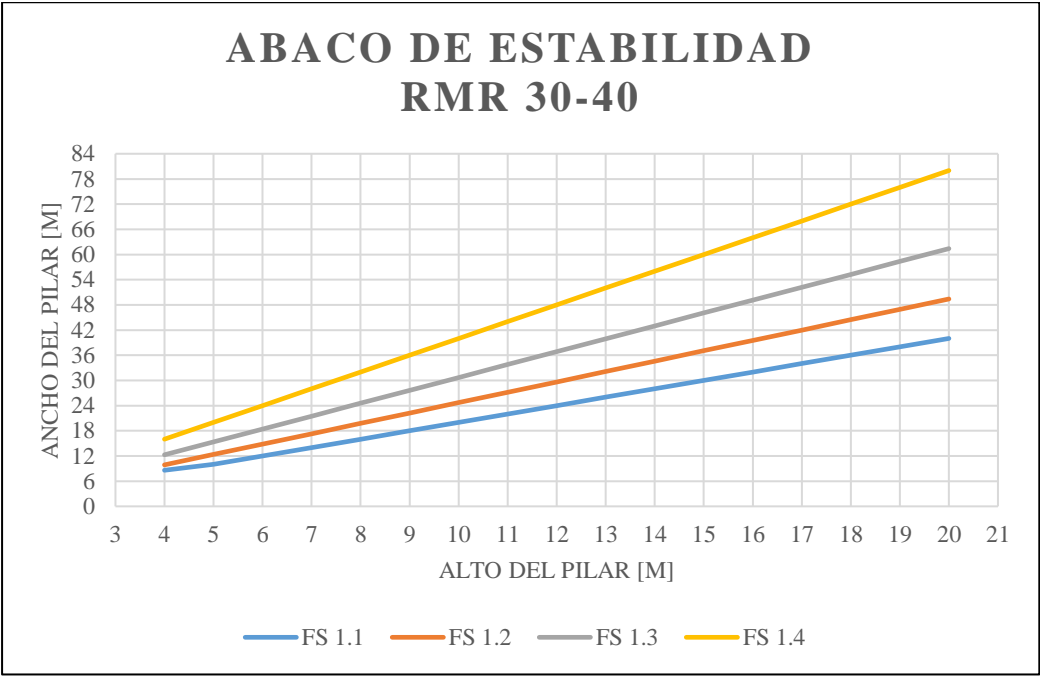


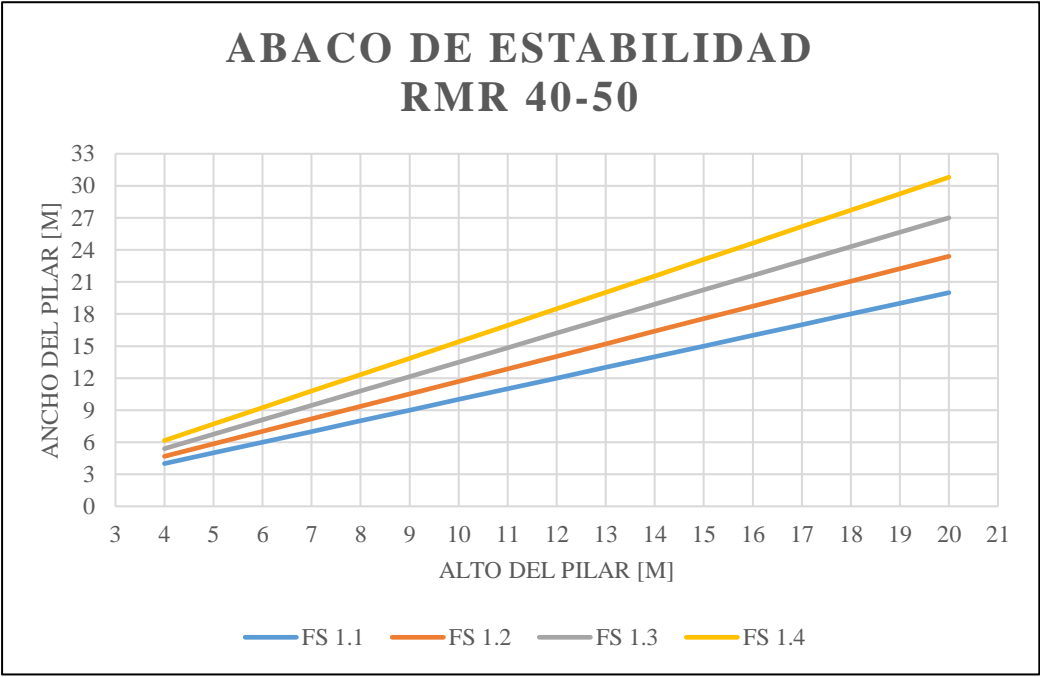
Figura 4-7: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque 3 Caserón 505.<sup>13</sup>

Adicional a esto, se confeccionaron ábacos de estabilidad en función de las dimensiones del pilar para distintos factores de seguridad. Para esto se utilizaron los rangos de profundidad analizados en este estudio, los cuales corresponden a profundidades entre 200 y 400 metros, los cuales se utilizaron para la determinación de los esfuerzos presentes en ese rango de profundidades. Esto se realizó con el fin de poder determinar el ancho mínimo de pilar asociado a una altura requerida y al factor de seguridad aceptado para el posterior diseño, considerando características de la roca, principalmente rangos de RMR.

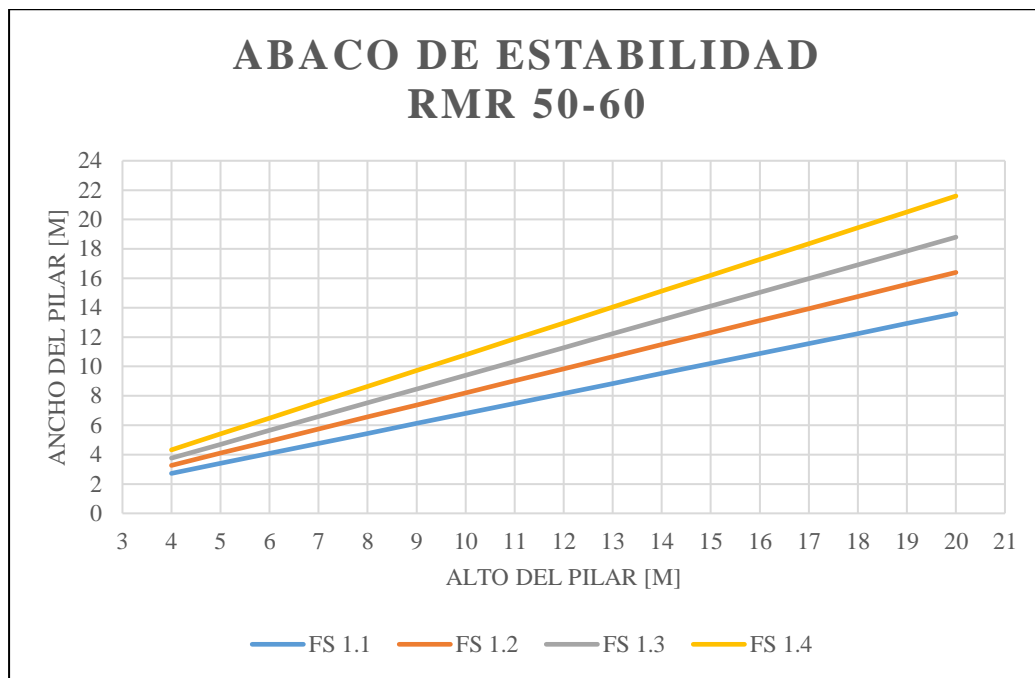
<sup>13</sup> Gráficas de factor de seguridad – Ancho de pilar de los bloques restantes en anexo 8.5.



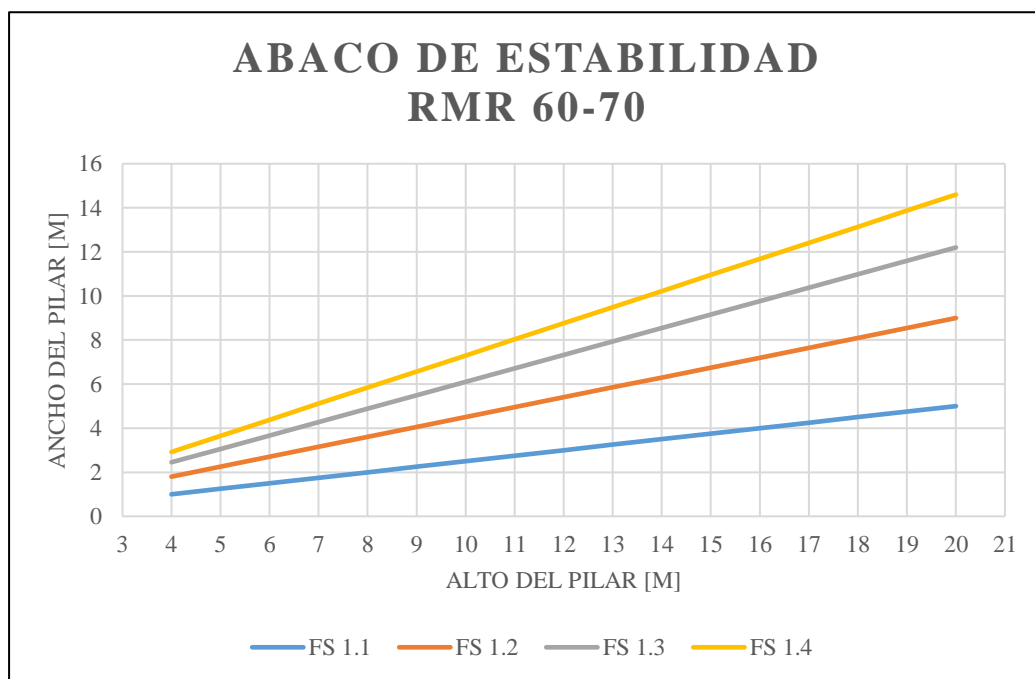
**Figura 4-8: Abaco de estabilidad para RMR 30-40.**



**Figura 4-9: Ábaco de estabilidad para RMR 40-50.**



**Figura 4-10: Ábaco de estabilidad para RMR 50-60.**



**Figura 4-11: Ábaco de estabilidad para RMR 60-70.**



#### 4.7. Diseño de cada sector

Una vez obtenido los parámetros geomecánicos de cada sector, se realizó el diseño de explotación de cada uno, considerando los desarrollos necesarios para acceder a cada uno de los sectores.

##### 4.7.1. Orito Norte

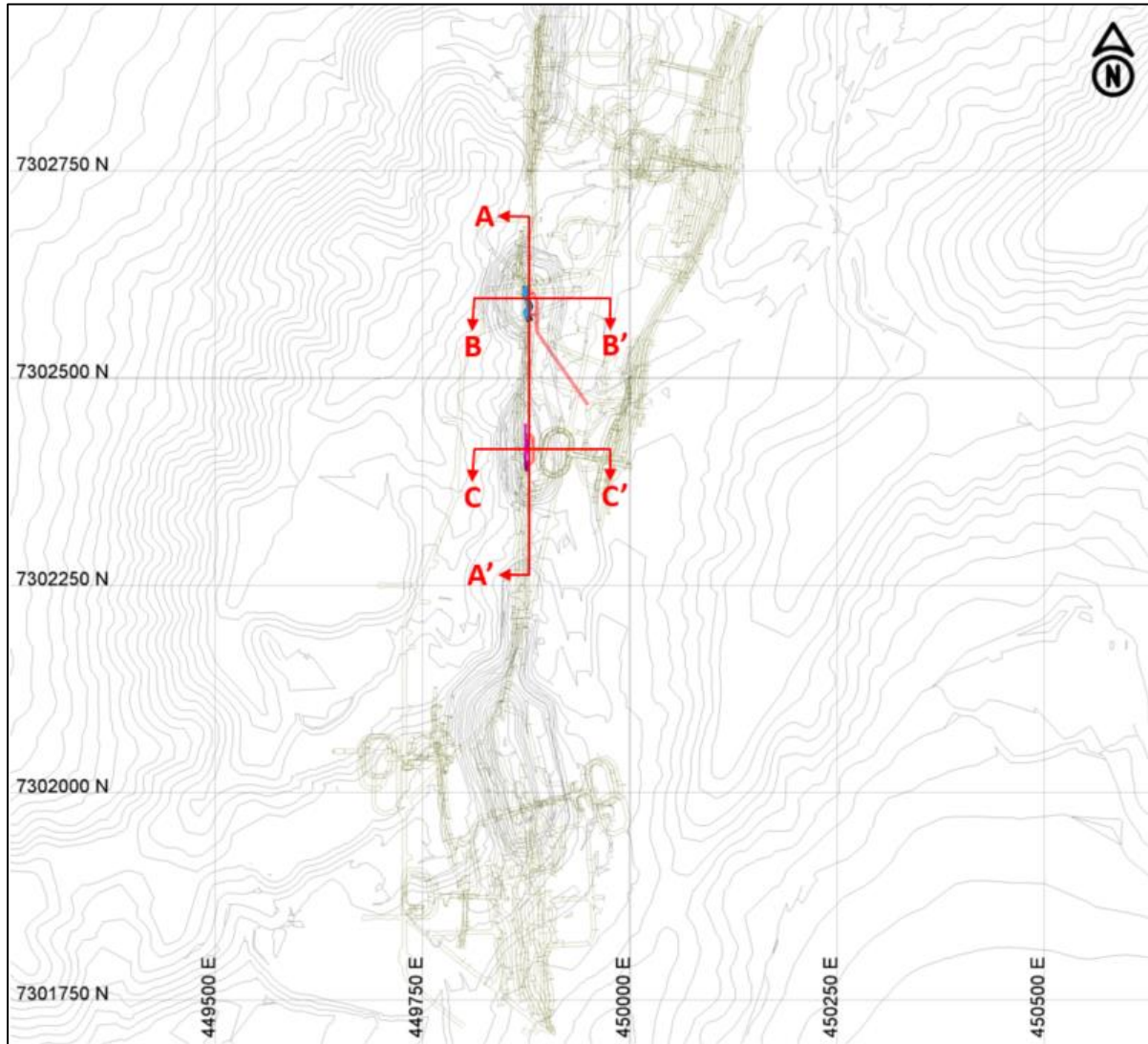


Figura 4-12: Diseños Orito Norte, vista en planta.

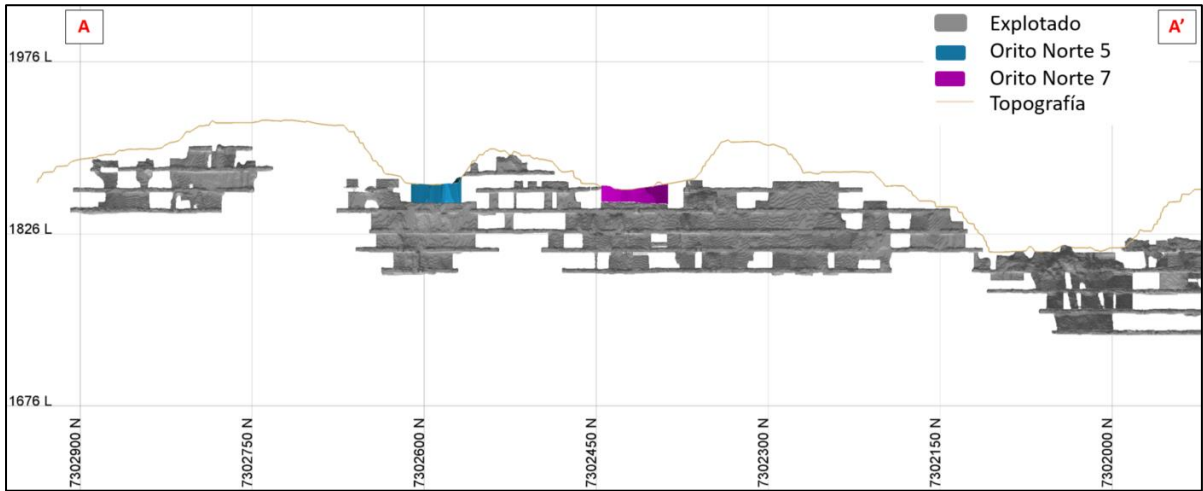


Figura 4-13: Diseños Orito Norte, vista longitudinal.

4.9.3.8 4.7.1.1 Orito Norte, Bloque 5

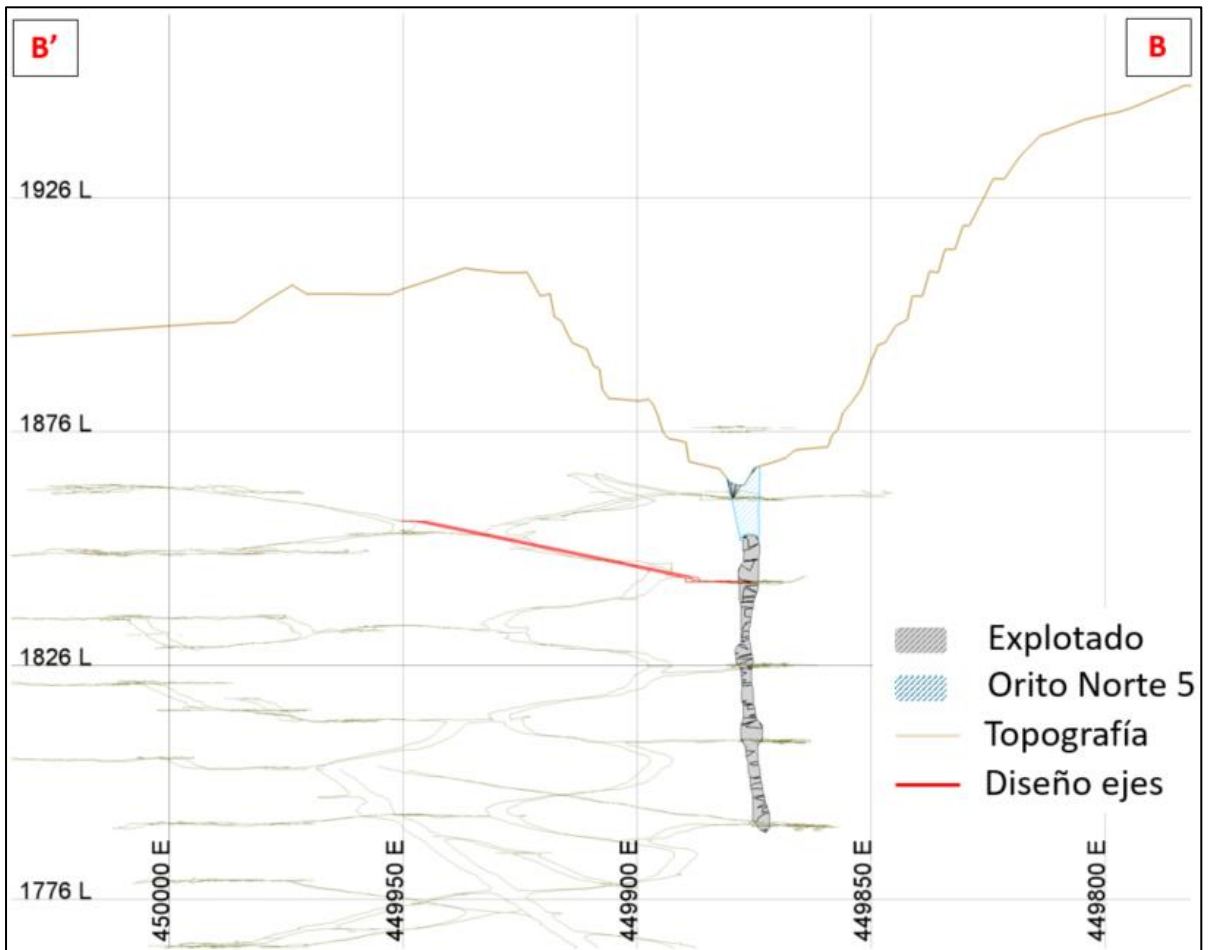


Figura 4-14: Diseño Orito Norte 5, vista en perfil.

El diseño de extracción de este bloque considera una explotación tipo *Glory Hole*, realizando perforaciones desde el rajo hasta la cavidad explotada mediante una perforación vertical ascendente (*Undercut*) y realizando la extracción por la galería inferior ya construida en el nivel 1840.

El acceso a este nivel es a través de una galería de acceso desde el sector Vista Norte, el cual tiene un largo de 171 metros de desarrollo, con -12% de inclinación, y cuyas dimensiones corresponden a 3 metros de ancho y 4 metros de alto.

#### 4.9.3.9 4.7.1.2 Orito Norte, Bloque 7

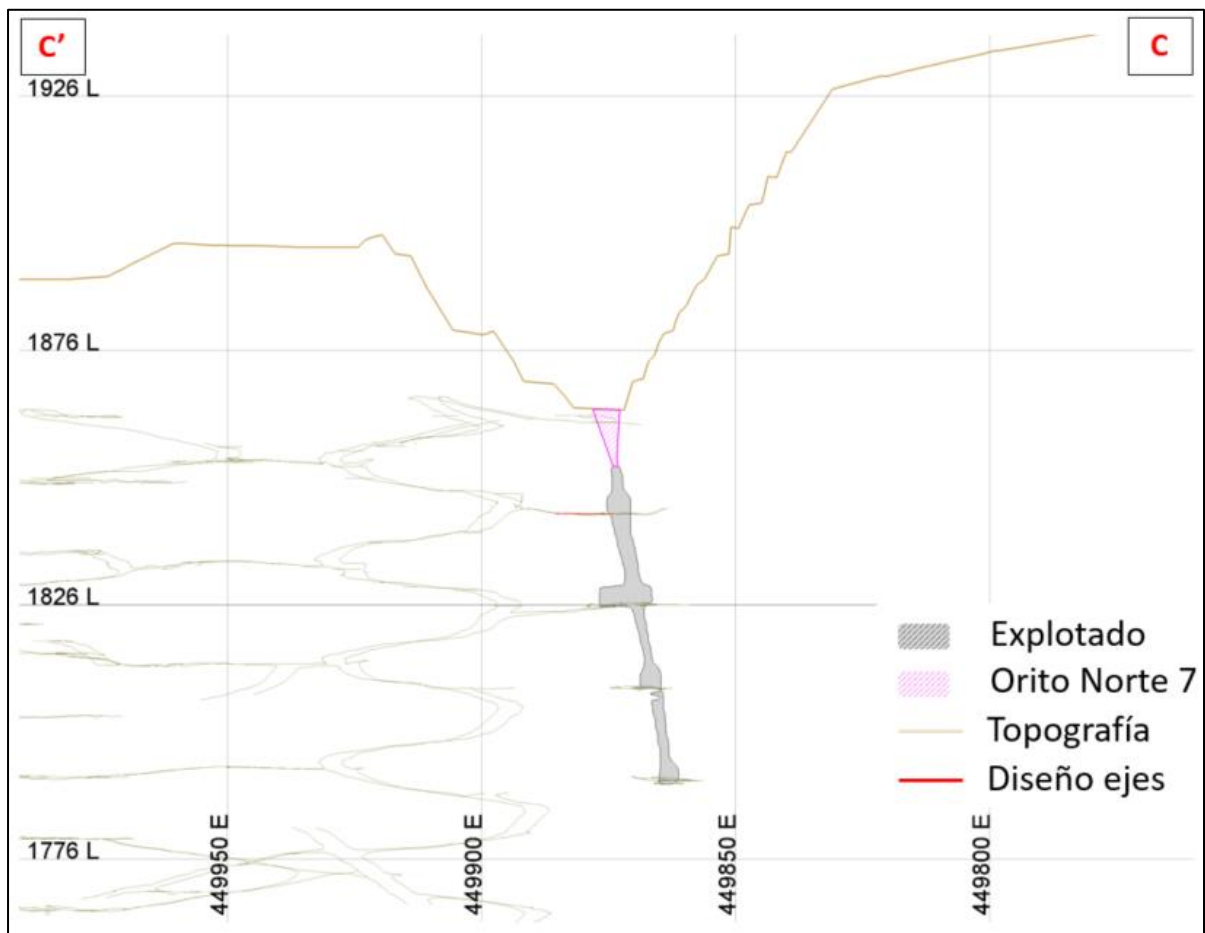


Figura 4-15: Diseño Orito Norte 7, vista en perfil.

Para el bloque Orito Norte 7 se diseñó un método de explotación tipo *Glory Hole*, realizando la perforación desde el interior del rajo, hasta la cavidad generada por el *Undercut* en el nivel 1844, el cual corresponde al nivel por el cual se accederá a la extracción del mineral, utilizando la galería ya construida, además de dos puntos de extracción espaciados a una distancia de 20 metros uno de

otro, de dimensiones de 3 metros de ancho y 4 metros de alto. La cantidad de desarrollos necesarios equivalen a 45 metros.

#### 4.7.2. Bonanza

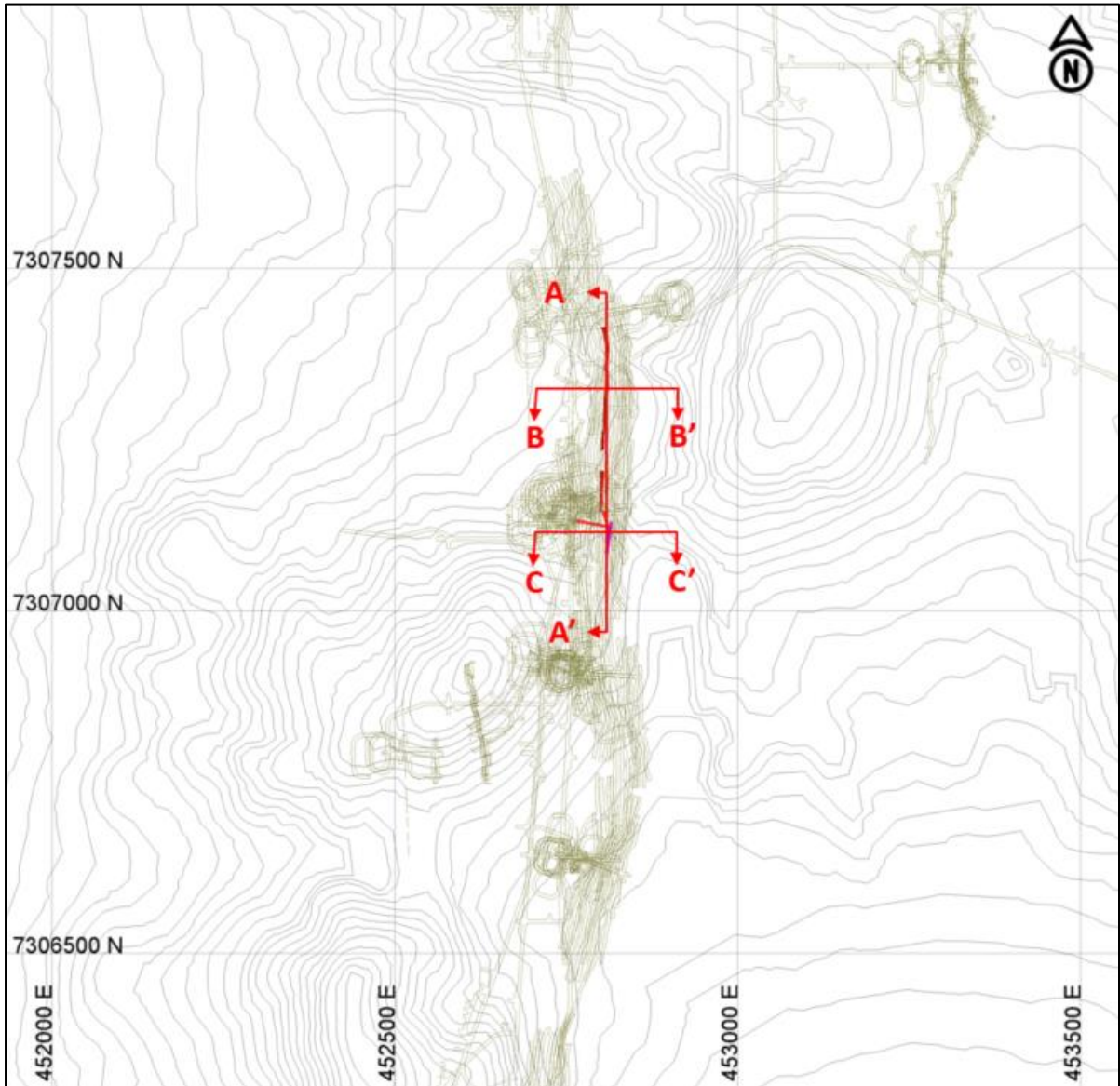


Figura 4-16: Diseños Bonanza, vista en planta.

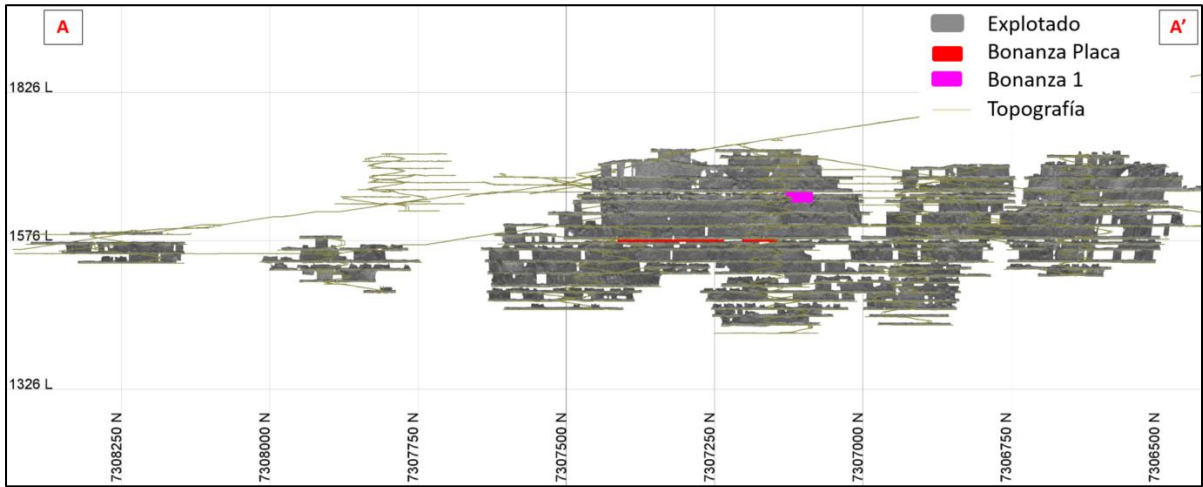


Figura 4-17: Diseños Bonanza, vista longitudinal.

4.9.3.10 4.7.2.1 Bonanza, Placa

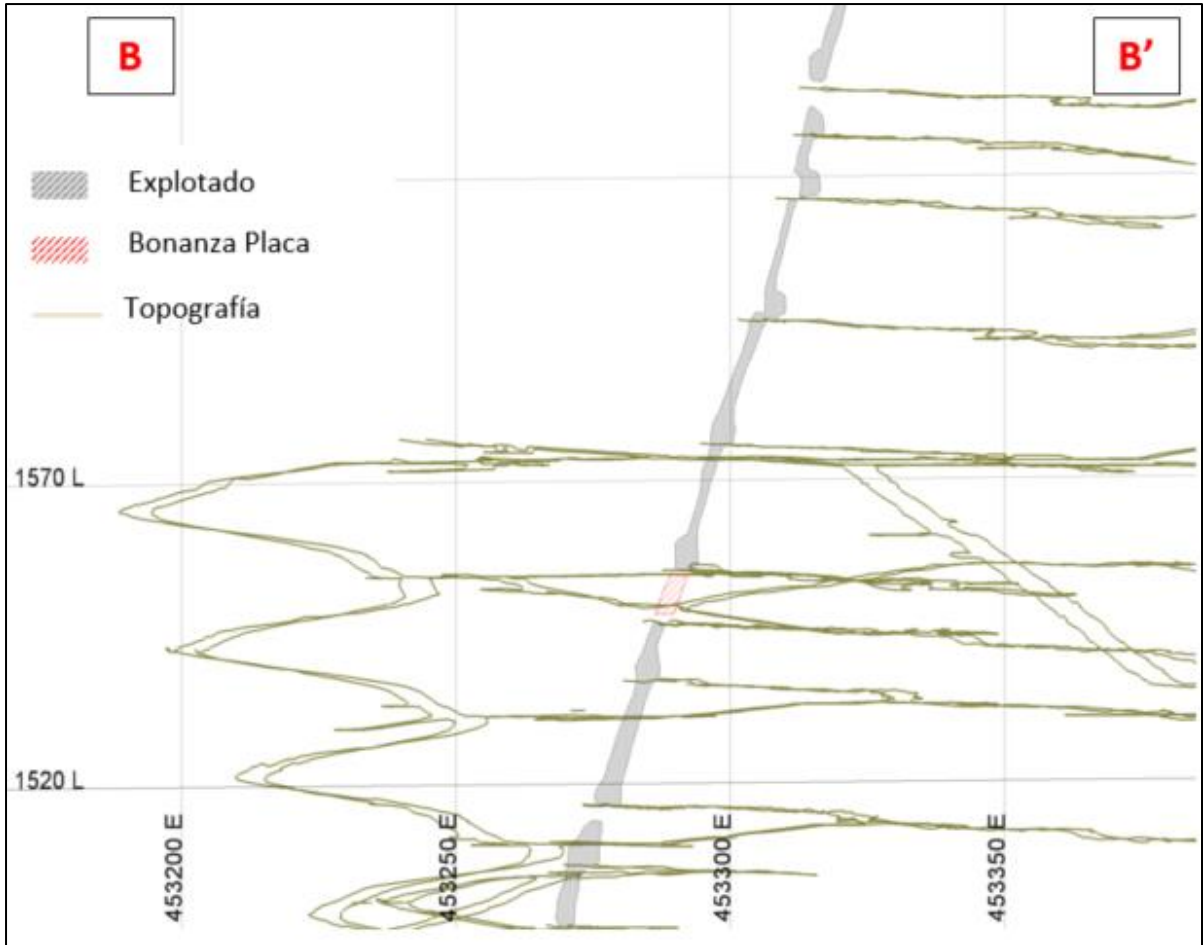


Figura 4-18: Diseño Placa Bonanza, vista en perfil.

La extracción de esta Placa se planificó para una explotación utilizando el método *Sublevel Caving*, en donde el *Caving* nombrado es asociado a que no habrá soporte para el relleno de la parte superior y, por lo tanto, este caerá de manera progresiva a medida que se extrae la placa.

La estrategia de extracción corresponde al acceso por el nivel inferior de la placa (1560), realizando perforaciones verticales mediante paradas cortas, de manera de llevar un control sobre la dilución y mejorar la recuperación. El acceso es mediante las rampas ya construidas, por lo que no es necesario realizar desarrollos adicionales.

#### 4.9.3.11 4.7.2.2 Bonanza, Bloque 1

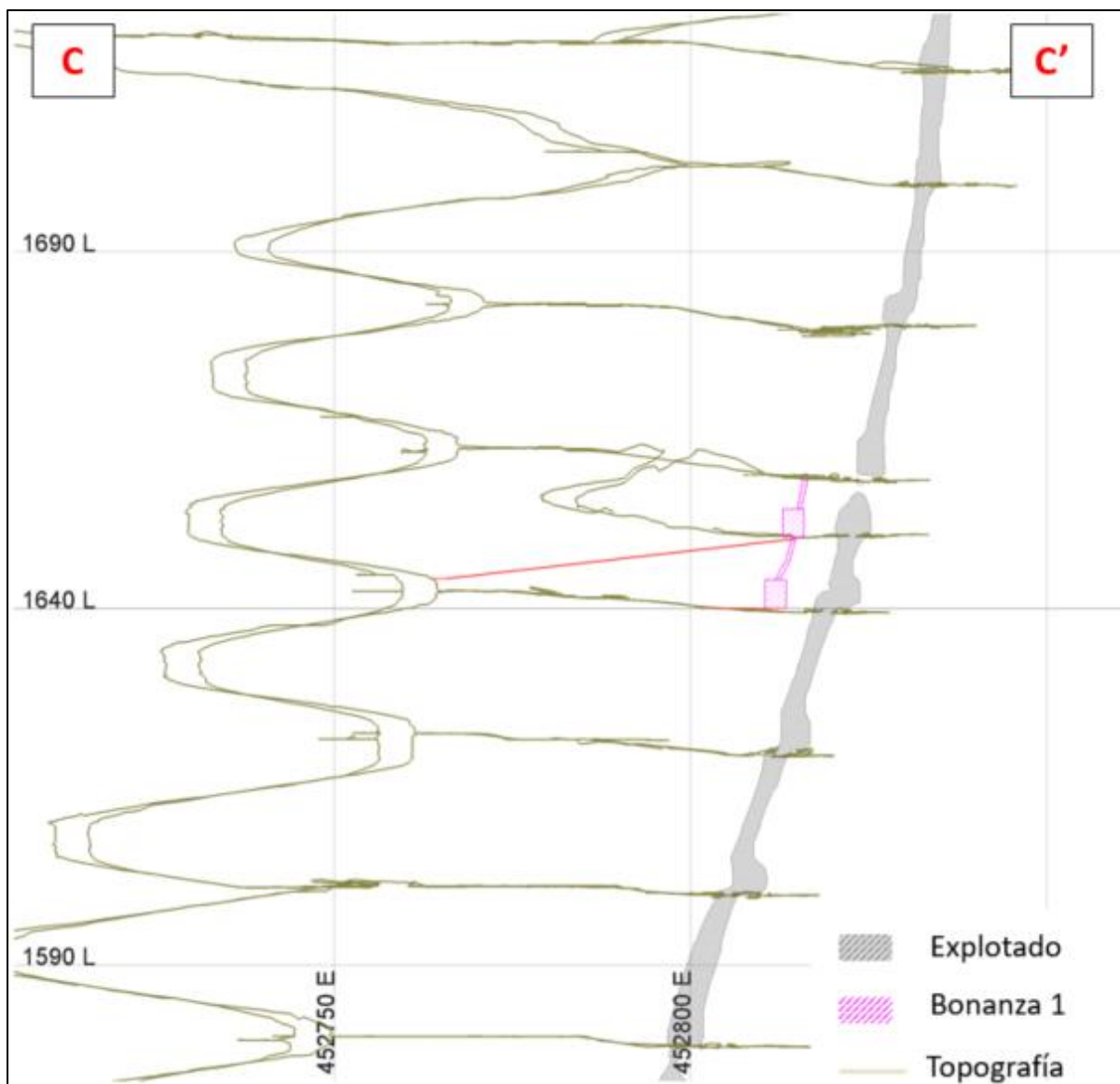


Figura 4-19: Diseño Bonanza bloque 1, vista en perfil.

El bloque 1 del sector Bonanza utiliza el método de explotación tipo *Bench and Fill*, adicionando también un *Undercut* en el *drift* superior. Los *drift* se encuentran en las cotas 1640 y 1649, y cuyas dimensiones son de 3 metros de ancho y 4 metros de alto. El banco posee una altura de 6 metros y un *Undercut* de 4 metros de alto.

Para extraer el bloque, se realiza un acceso y una rampa situada a un costado, por lo que los desarrollos necesarios para llegar al cuerpo corresponden a 78 metros.

#### 4.7.3. Caserón 505

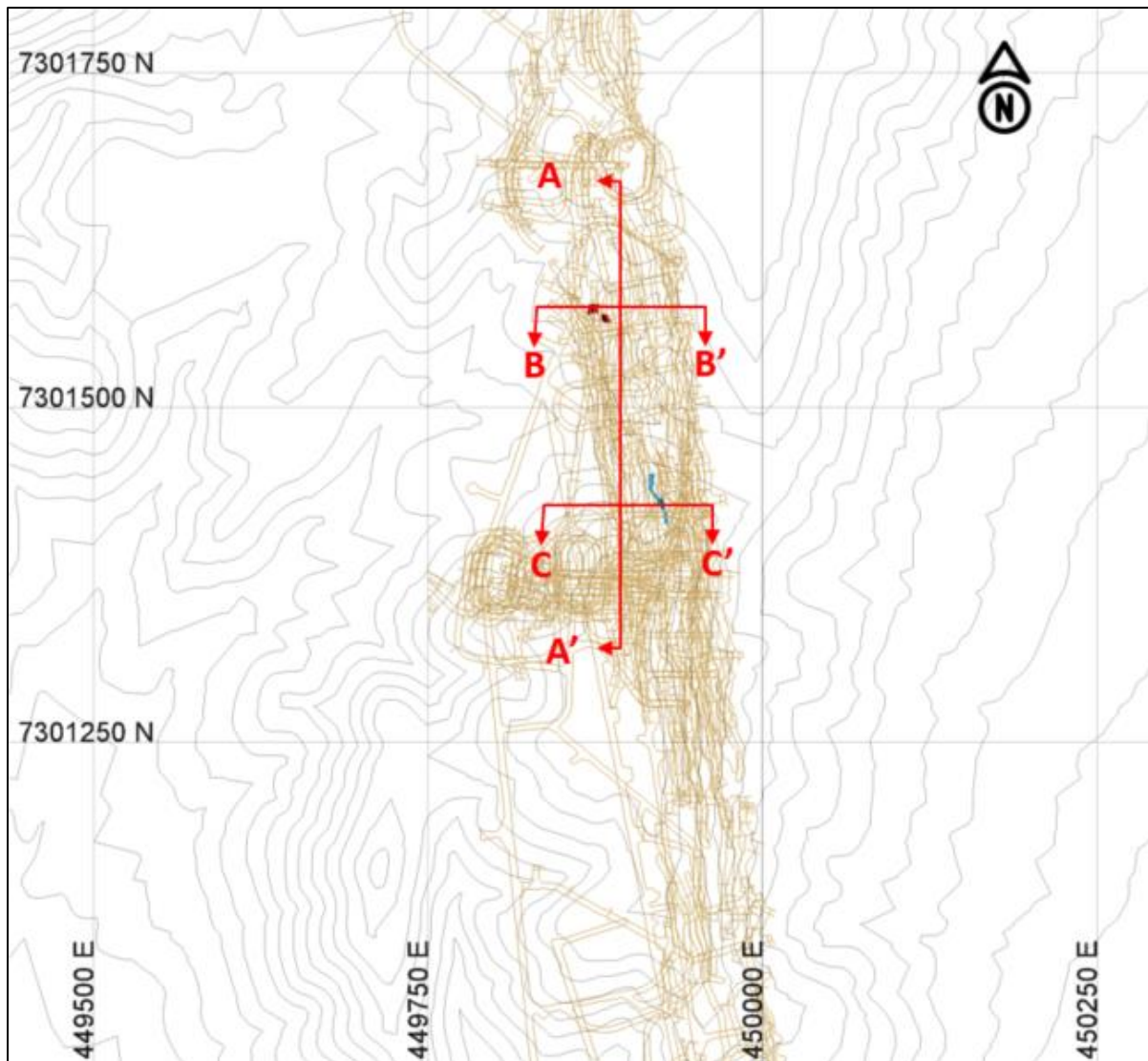


Figura 4-20: Diseños Caserón 505, vista en planta.

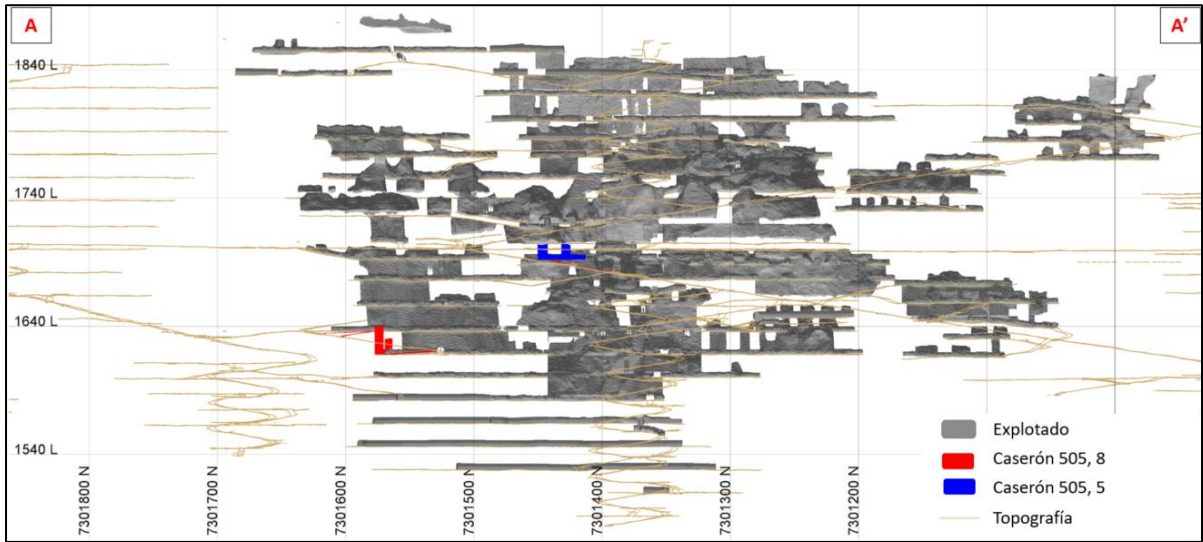


Figura 4-21: Diseños Caserón 505, vista longitudinal.

4.9.3.12 4.7.3.2 Caserón 505, Bloque 8

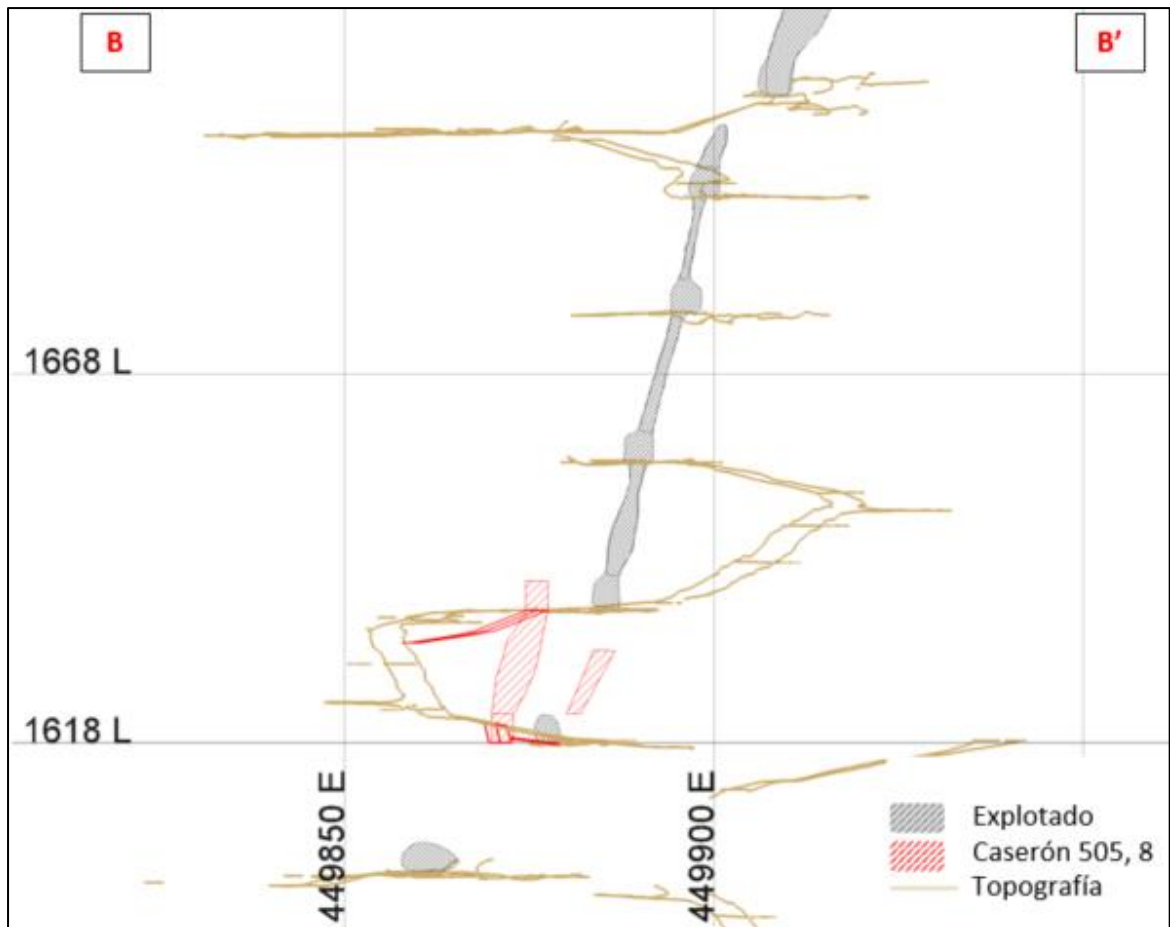


Figura 4-22: Diseño Caserón 505 bloque 8, vista en perfil.



El bloque 8 del Caserón 505 se diseñó considerando el método de explotación tipo *Bench and Fill* y un *Undercut* realizado en la galería ya construida. Los *drift* del *Bench and Fill* fueron diseñados en los niveles 1618 y 1636, utilizando galerías de 3 metros de ancho y 4 metros de alto y bancos de 14 metros de altura. Por otro lado, el *Undercut* se diseñó con una altura de 8 metros.

El acceso al cuerpo diseñado es a través de la rampa de acceso ya construida, en donde el desarrollo necesario para acceder a los niveles corresponde a 85 metros. Sin embargo, este bloque queda sujeto a evaluación debido a la dimensión de éste, debido a que podría corresponder a una mala interpretación geológica.

#### 4.9.3.13 4.7.3.1 Caserón 505, Bloque 5

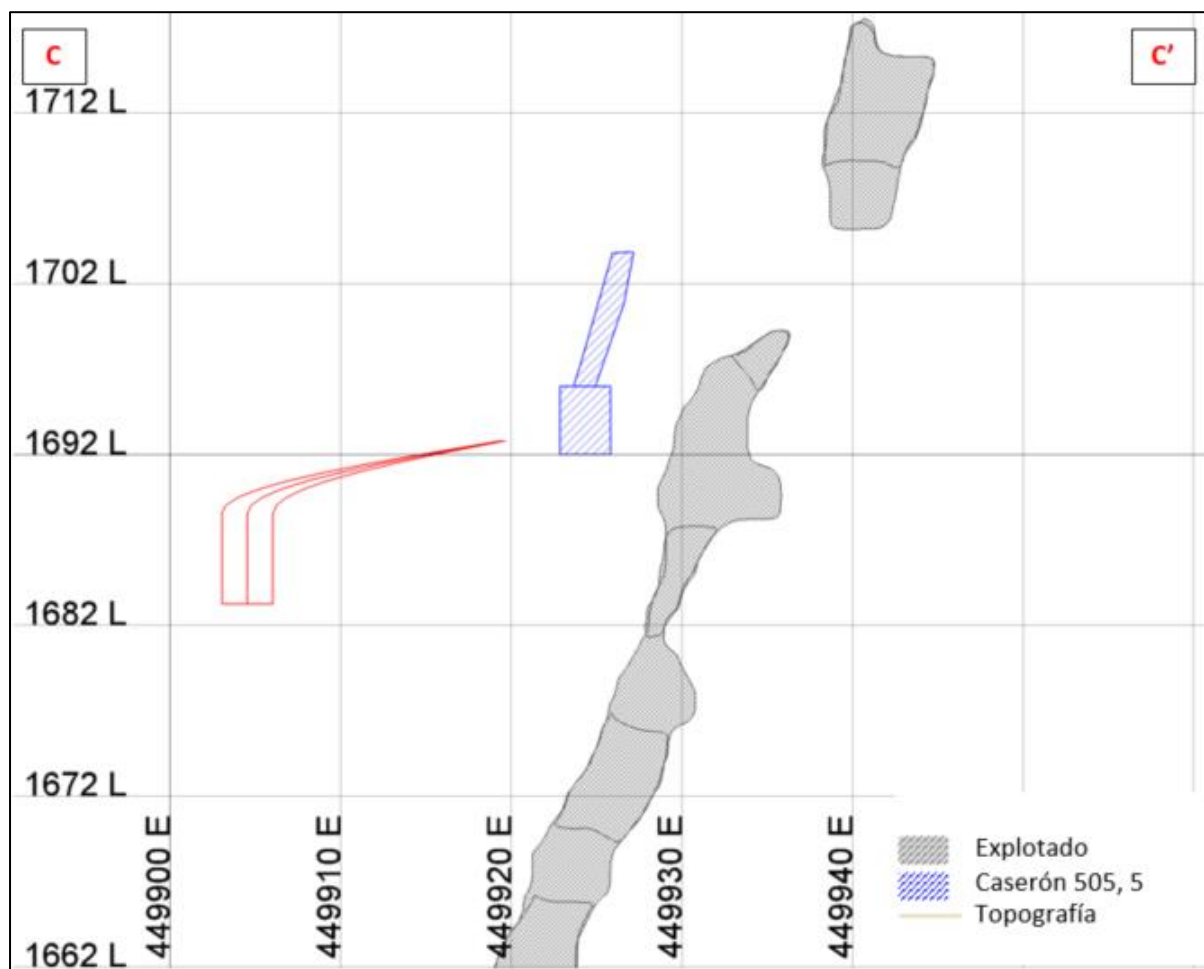
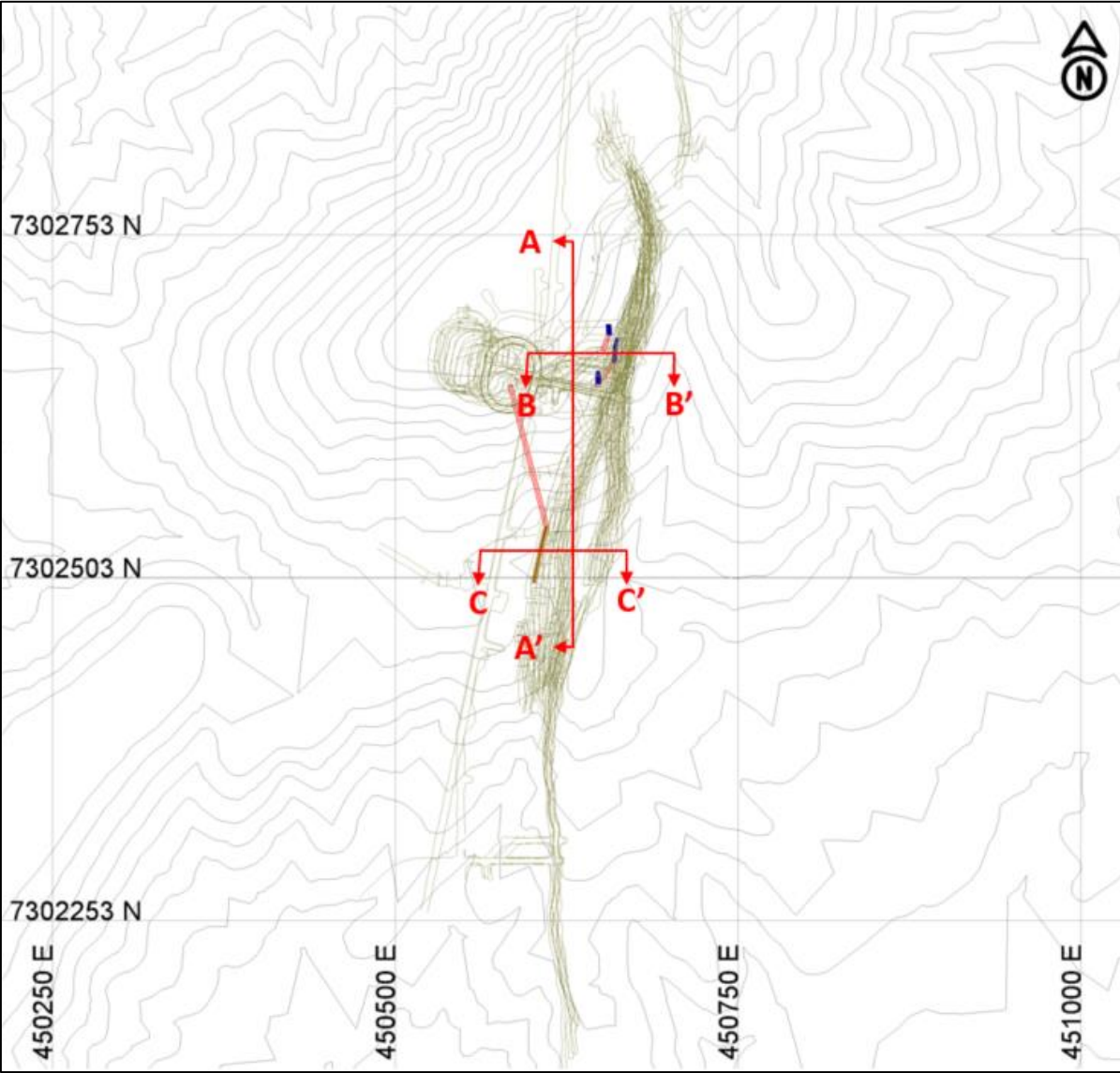


Figura 4-23: Diseño Caserón 505 bloque 5, vista en perfil.

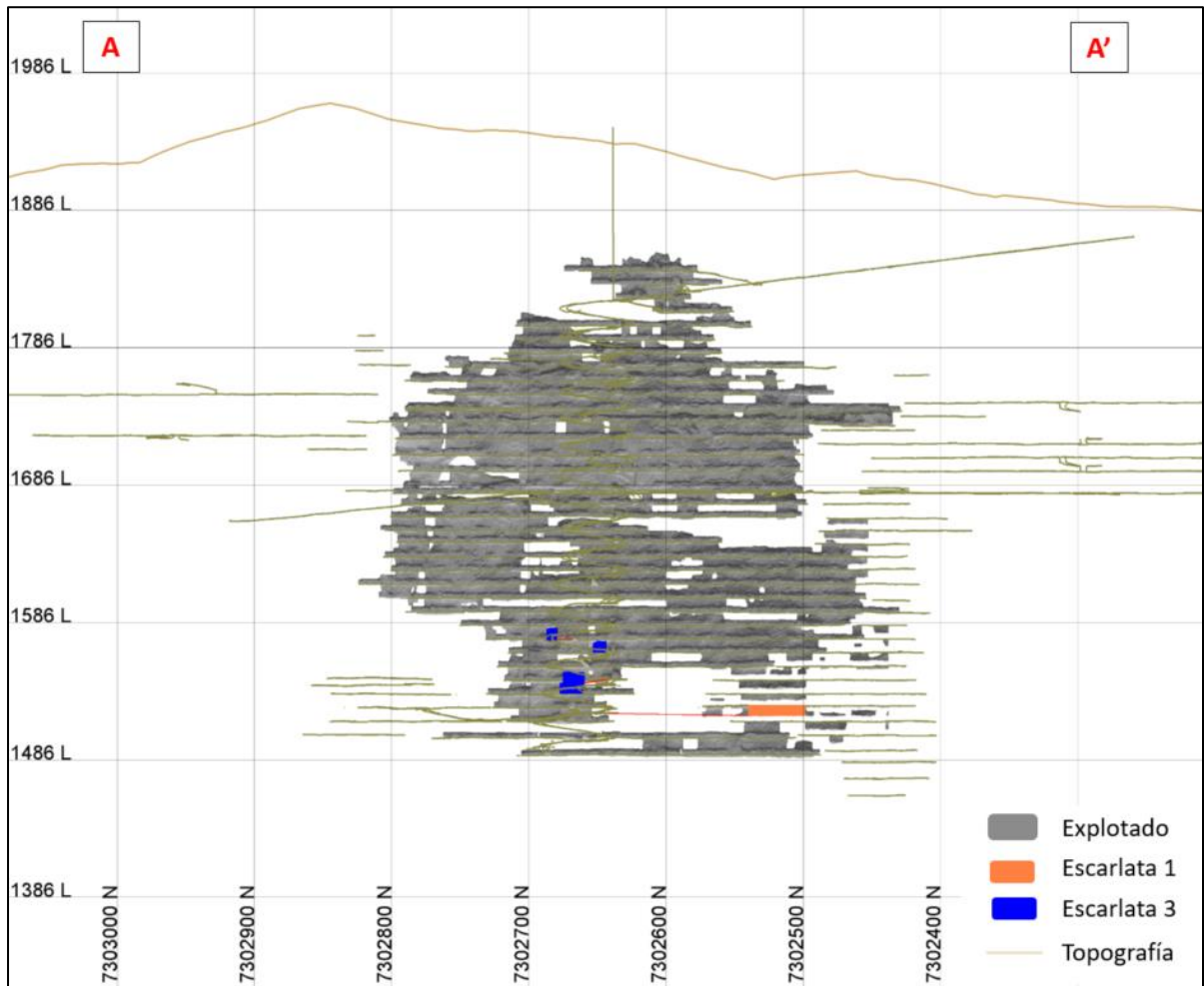
El diseño de Caserón 505 bloque 5 se realizó utilizando *drift* y *Undercut*. Las dimensiones del *drift* es de 3 metros de ancho y 4 metros de alto, y el *Undercut* tiene una altura de 8 metros. El acceso a

este cuerpo es mediante galerías realizadas anteriormente, por lo que los metros de desarrollo necesario corresponden a 59. Sin embargo, este bloque queda sujeto a evaluación, debido a que existe una socavación bastante grande en la parte superior del bloque.

**4.7.4. Escarlata**



**Figura 4-24: Diseños Escarlata, vista en planta.**



**Figura 4-25: Diseños Escarlata, vista longitudinal.**

#### 4.9.3.14 4.7.4.1 Escarlata, Bloque 1

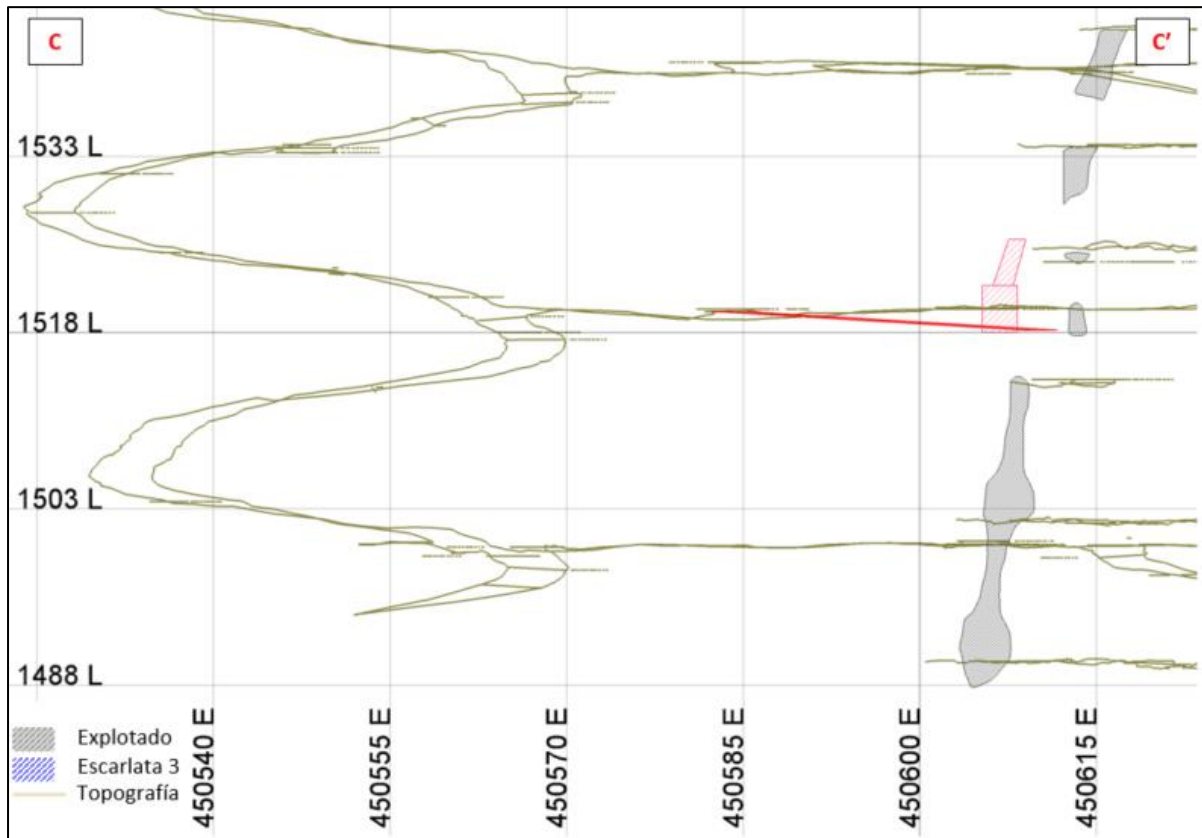


Figura 4-26: Diseño Escarlata bloque 1, vista en perfil.

El diseño de Escarlata bloque 1, consta de un *drift* en nivel inferior, el cual se encuentra en la cota 1518, cuyas dimensiones son 3 metros de ancho y 4 metros de alto. Adicional a esto, se realiza un *Undercut* de 4 metros de alto.

La forma de acceder a este bloque es a través de un desarrollo el cual se realiza desde la rampa caracol asociada al sector Escarlata, ubicada a 106 metros de distancia.

4.9.3.15 4.7.4.2 Escarlata, Bloque 3

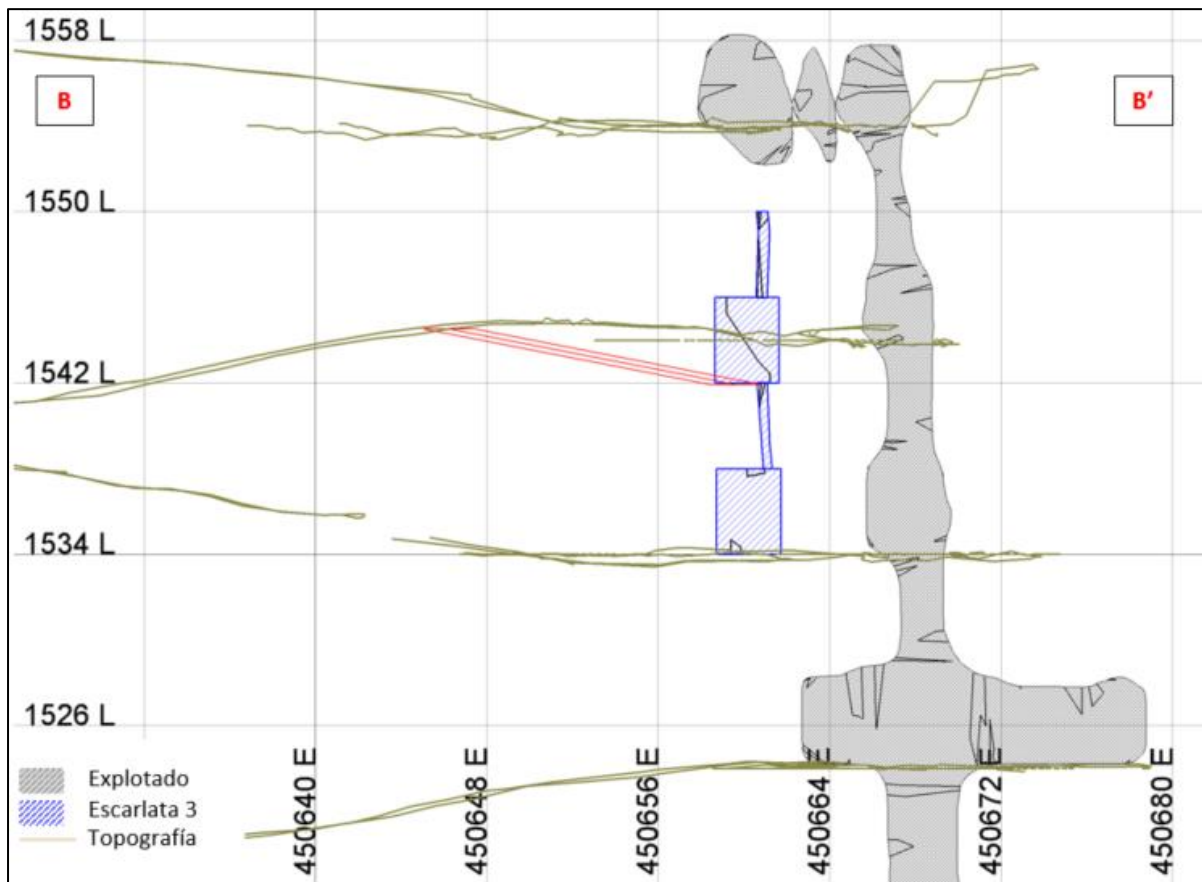


Figura 4-27: Diseño Escarlata bloque 3, vista en perfil.

Escarlata bloque 3 considera una extracción mediante *drift* y *Undercut*. Este considera 3 zonas a diferentes cotas. Los *drift* tienen una dimensión de 3 metros de ancho por 4 metros de alto y *Undercuts* de 4 metros. Además, un *Overcut* (perforación vertical hacia abajo) de 1.5 metros en el sub-bloque de la zona superior.

A cada uno de estos sub-bloques se ingresa por accesos creados anteriormente del sector Escarlata y por lo tanto el desarrollo necesario para acceder al mineral corresponde a 35 metros.

#### 4.7.5. Providencia

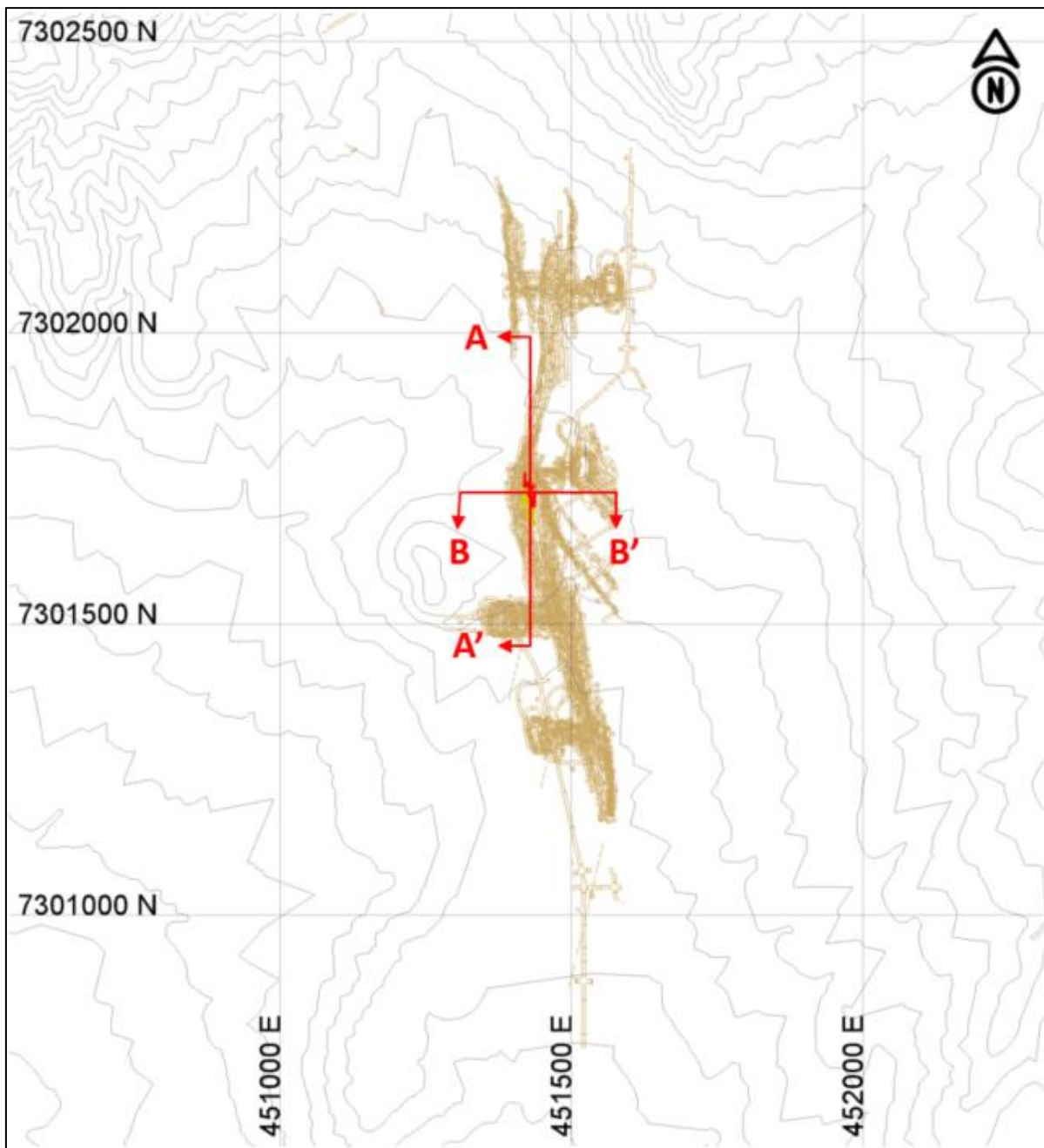
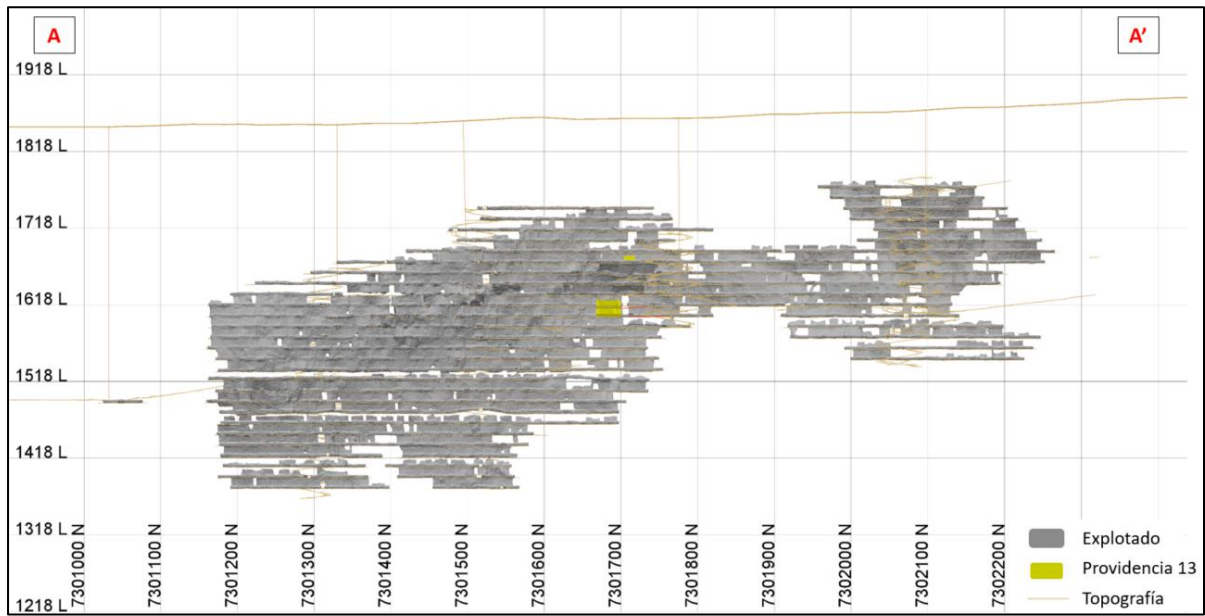


Figura 4-28: Diseños Providencia, vista en planta.



**Figura 4-29: Diseños Providencia, vista longitudinal.**

4.9.3.16 4.7.5.1 Providencia, Bloque 13

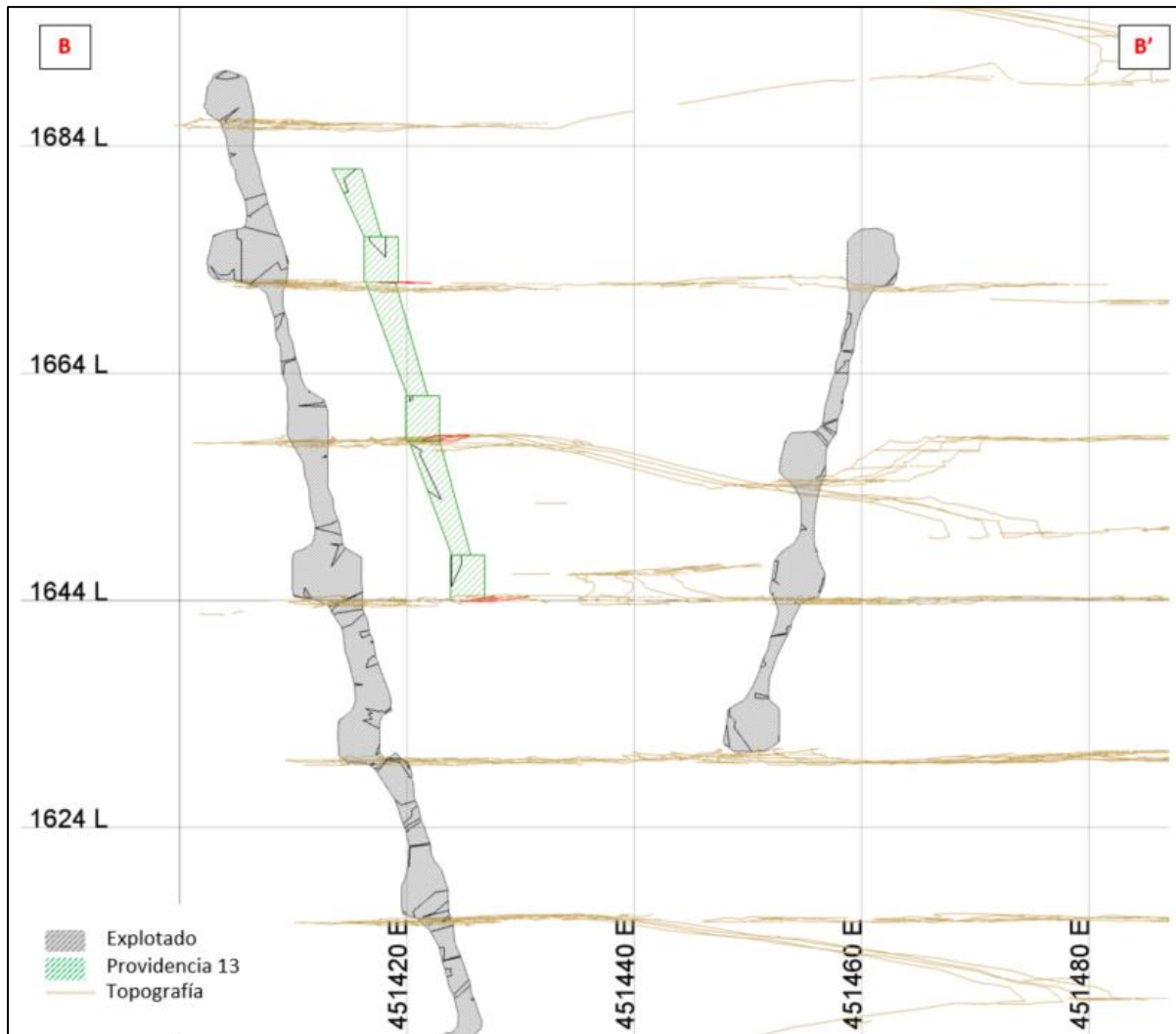


Figura 4-30: Diseño Providencia bloque 13, vista en perfil.

El bloque Providencia 13 utiliza un método de explotación mediante el método *Bench and Fill*, además de un *Undercut* en ciertas zonas. Los *drift* poseen una dimensión de 3 metros de ancho por 4 metros de alto y una altura de banco de 10 metros. Los *Undercut* son de 6 y 8 metros de altura.

El acceso a cada uno de estos bloques es mediante una galería ubicada en un costado, y por lo tanto para acceder a los 5 niveles diseñados se debe realizar una totalidad de 193 metros de desarrollos.



#### 4.7.6. Dorada

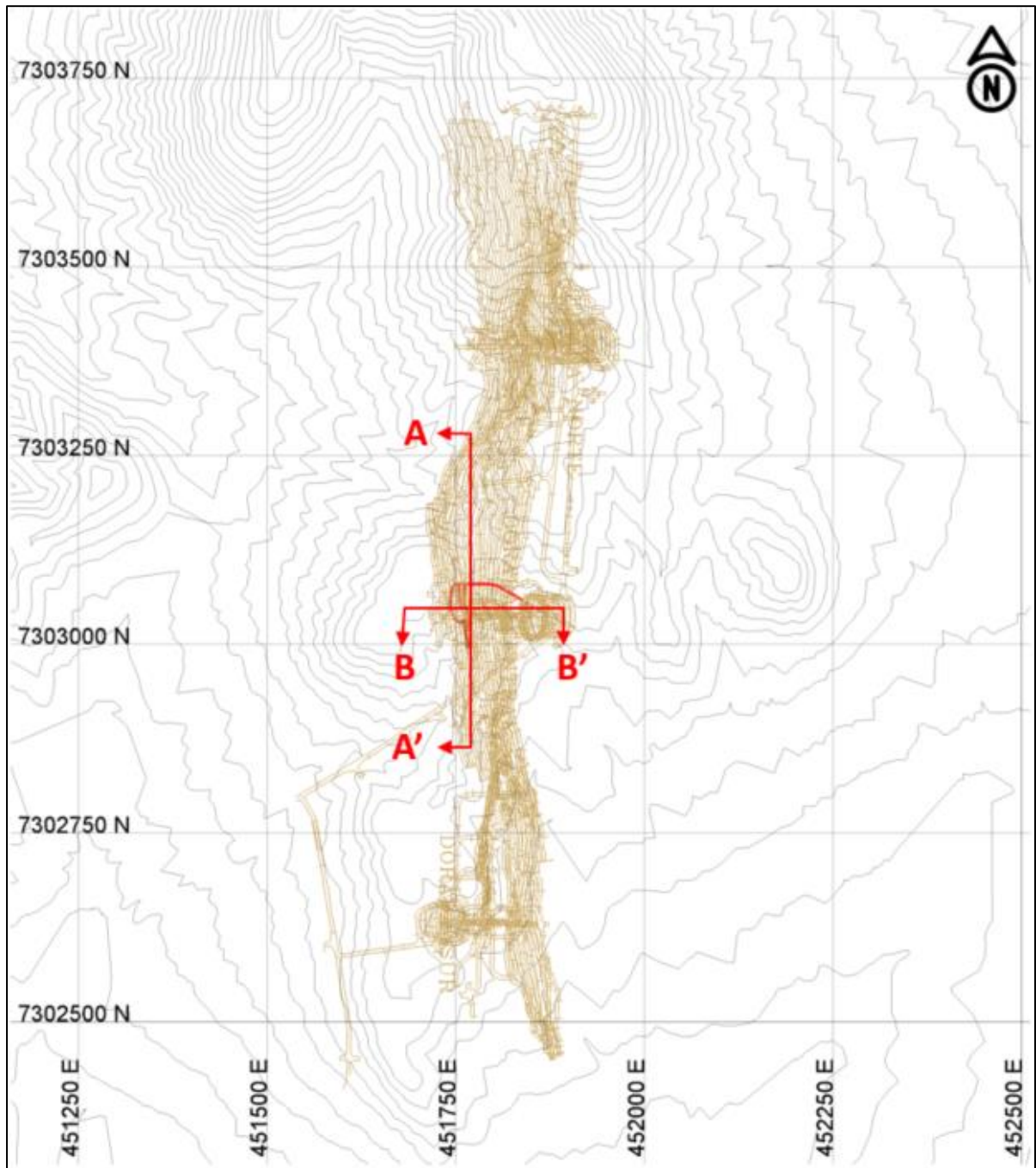


Figura 4-31: Diseños Dorada, vista en planta.

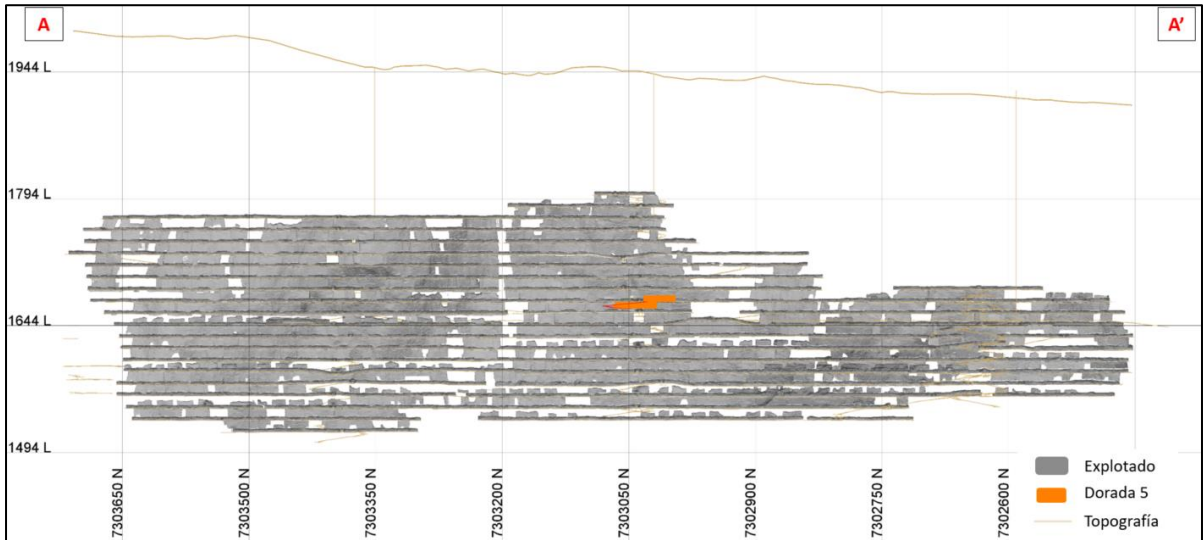


Figura 4-32: Diseños Dorada, vista longitudinal.

4.9.3.17 4.7.6.1 Dorada, Bloque 5

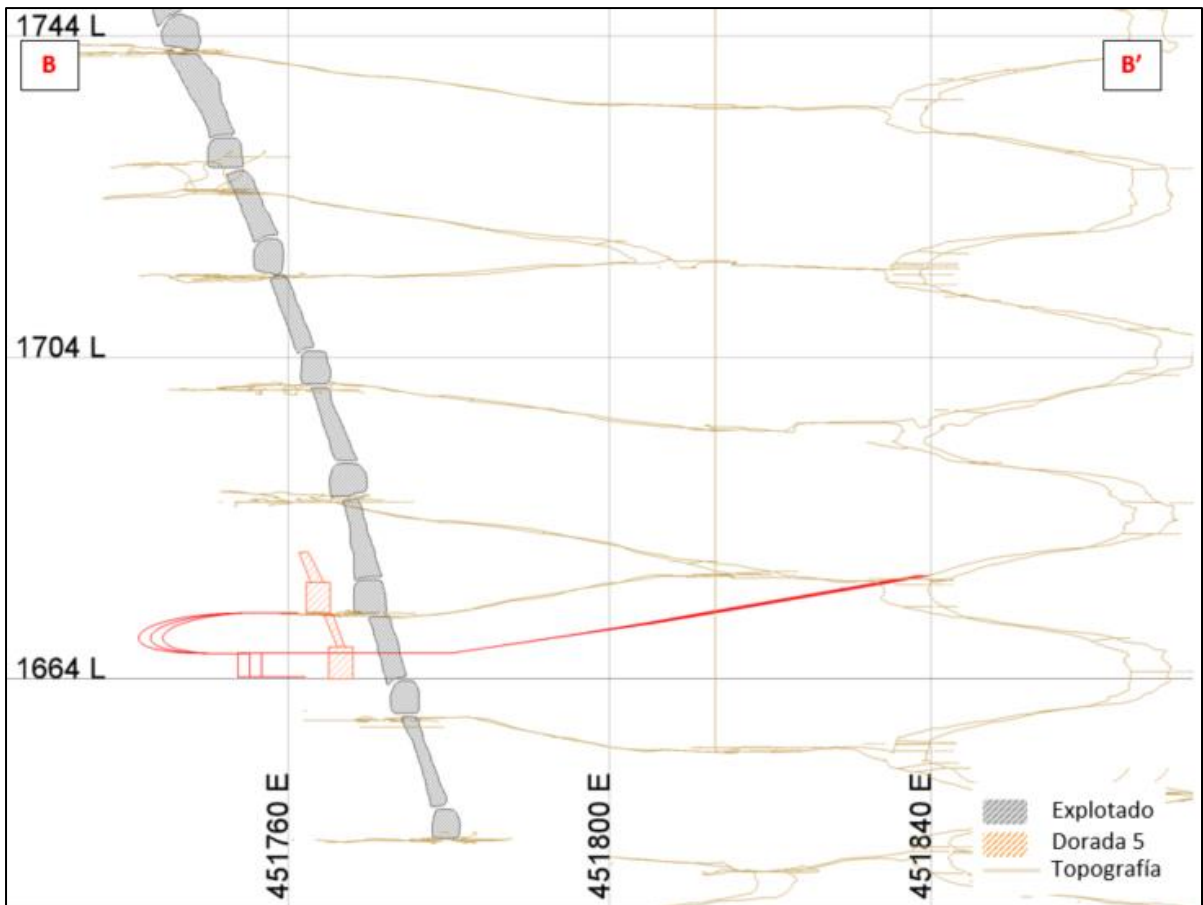


Figura 4-33: Diseño Dorada bloque 5, vista en perfil.

Dorada bloque 5 fue diseñado utilizando *drift* y *Undercut*. Los drift se encuentran en 2 niveles, 1664 y 1672, cuyas dimensiones corresponden a galerías de 3 metros de ancho y 4 metros de alto. Los Undercuts fueron diseñados con una altura de 4 metros.

El acceso a ambos niveles es a través de desarrollos realizados anteriormente, los cuales se encuentran detrás del cuerpo ya explotado, por lo tanto, se diseñó un paso por relleno en el nivel 1667, lo cual refleja un aumento en los costos, debido a la complejidad de realizar este procedimiento. Los metros de desarrollo necesario para acceder a los diseños es de 167 metros.

#### 4.7.7. Orito Sur

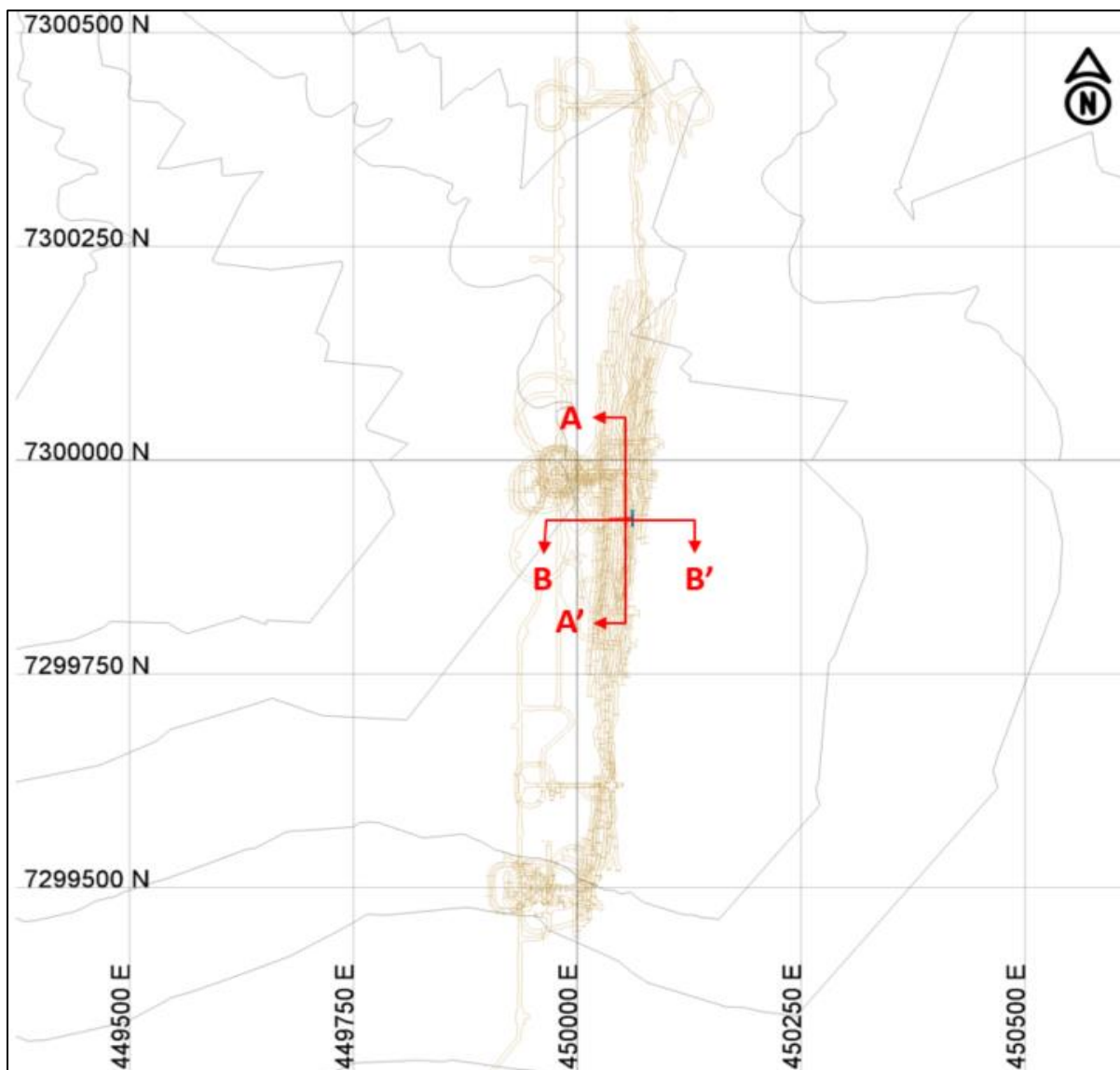


Figura 4-34: Diseños Orito Sur, vista en planta.

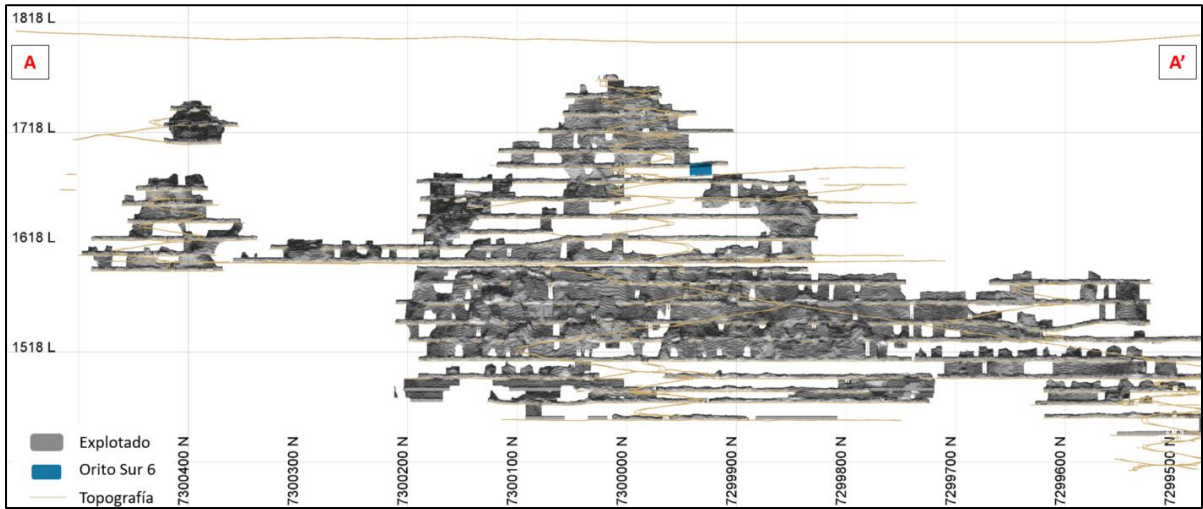


Figura 4-35: Diseños Orito Sur, vista longitudinal.

4.9.3.18 4.7.7.1 Orito Sur, Bloque 6

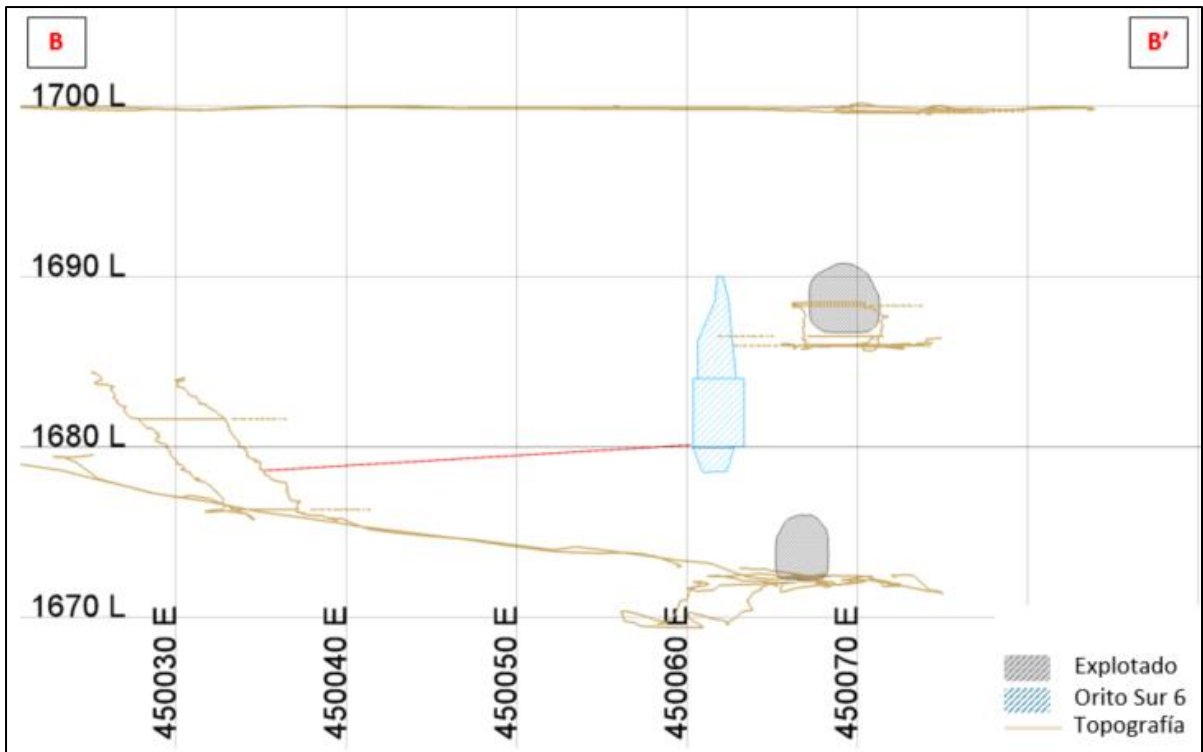


Figura 4-36: Diseño Orito Sur bloque 6, vista en perfil.

El diseño de Orito Sur bloque 6 fue en base a la realización de un *drift* en la cota 1680, de 3 metros de ancho y 4 metros de alto, considerando además un *Undercut* de 6 metros de alto y un *Overcut* de 1.5 metros.

La entrada a este cuerpo es a través de un acceso realizado anteriormente, por lo que los metros de desarrollo necesarios para llegar a este equivalen a 25 metros.

#### 4.8. Evaluación económica final

La evaluación económica final se realizó utilizando la misma metodología que la evaluación preliminar desarrollada en el punto 4.3, pero esta vez, utilizando los metros de desarrollo exactos asociados a cada diseño, además se consideraron los costos mina asociados a los parámetros financieros de la empresa para los distintos métodos de explotación seleccionados.

Luego de realizar los diseños, se descartaron ciertos bloques debido a que actualmente fueron incorporados como reservas, los cuales corresponden a Providencia bloque 15, Magenta bloque 1 y Martillo Flats bloque 1.

Por otro lado, en la evaluación económica se agregó un castigo de 20%, considerando mayor fortificación, sondajes adicionales y cambios en tipos de tronadura, obteniendo los resultados presentados en la Tabla 4-16.

**Tabla 4-16: Evaluación económica final.**

Bloque	Tonelaje [t]	Ley Au [g/t]	Ley Ag [g/t]	Accesos [m]	Beneficio [US\$]	Finos Au [oz]	Finos Ag [oz]
<b>BON_placa</b>	12,203	11.58	97.93	0	4,738,215	4,545	38,421
<b>ONO_5</b>	11,754	11.14	47.93	171	4,293,315	4,209	18,113
<b>ONO_7</b>	6,464	8.37	42.29	45	1,767,483	1,740	8,789
<b>505_8</b>	1,799	16.97	123.39	85	825,627	982	7,139
<b>ESC_1</b>	2,089	12.08	68.86	106	488,429	811	4,625
<b>ESC_3</b>	1,929	9.47	25.07	35	358,243	587	1,555
<b>505_5</b>	1,704	8.70	22.44	59	198,792	477	1,229
<b>BON_1</b>	3,091	6.33	44.49	78	180,488	629	4,421
<b>DOR_5</b>	3,942	4.71	242.27	167	131,091	596	30,705
<b>OSU_6</b>	1,404	5.58	118.60	25	119,635	252	5,354
<b>PRO_13</b>	11,566	2.67	180.16	193	86,352	993	66,993
<b>505_3</b>	13,218	5.04	93.81	360	-20,563	2,143	39,866
<b>BON_8</b>	940	4.74	121.48	46	-16,750	143	3,673

Los bloques marcados en rojo corresponden a bloques no factibles de extraer y por ende no considerados como reservas. Esto es debido a que para el caso del bloque 3 del Caserón 505, este no posee una continuidad espacial y por lo tanto es necesario mucho desarrollo para acceder a cada sector del bloque. Para el caso del bloque Bonanza 8, este al poseer múltiples niveles, la cantidad

de desarrollos provoca que este sea inviable económicamente y por lo tanto no logra formar parte de las reservas.

Finalmente, la cantidad de onzas de oro y plata que es posible extraer, además del beneficio entregado por estas se presenta en la siguiente tabla.

**Tabla 4-17: Inventario de recursos.**

	<b>Inicial<sup>14</sup></b>	<b>Actual<sup>15</sup></b>	<b>Sobre 300 [kUSD]</b>
<b>oz Au</b>	28,374	15,821	12,874
<b>oz Ag</b>	657,225	187,342	78,641
<b>oz Aueq</b>	37,137	18,319	13,922
<b>Tonelaje</b>	139,661	57,944	36,238
<b>Beneficio [US\$]</b>	14,456,724	13,187,669	12,471,311
<b>% del total</b>	-	56%	45%

**Tabla 4-18: Resumen recursos y reservas.**

	<b>Recursos iniciales<sup>16</sup></b>	<b>Reservas</b>
<b>oz Au</b>	137,736	15,821
<b>oz Ag</b>	3,819,393	187,342
<b>oz Aueq</b>	188,661	18,319

Tomando en cuenta la cubicación de las SMUs “inviabiles” de cada sector, y luego del procedimiento realizado, se obtiene que un 11% de los recursos de oro y 5% de los recursos de plata pasan a formar parte de las reservas.

---

<sup>14</sup> Recursos iniciales proporcionados por el filtro de evaluación económica de Sublevel Stopping.

<sup>15</sup> Recursos que pasan a formar parte de las reservas del yacimiento.

<sup>16</sup> Recursos iniciales luego de la cubicación de todas las SMU inviables.

## **4.9. Protocolo de evaluación de reservas a partir de recursos remanentes**

### **4.9.1. Objetivos**

El presente protocolo tiene por objetivos:

- a) Identificar la información requerida, en contenido y formato, para la evaluación geomecánica, de diseño operativo y evaluación económica.
- b) Identificar los cargos y responsabilidades relacionados con la administración de esta información.

### **4.9.2. Alcance y aplicación**

El alcance de este documento consta de la evaluación de reservas a partir de recursos remanentes, considerando únicamente las zonas denominadas como “inviabiles”.

Este documento aplica a las siguientes áreas, en función de las responsabilidades específicas indicadas:

- a) Gerencia Servicios Técnicos.

### **4.9.3. Descripción del protocolo**

#### **4.9.3.1 Introducción**

El presente protocolo es establecido como una forma de evaluar las reservas a partir de recursos denominados como “inviabiles”, mediante una serie de estudios de estabilidad, diseño y evaluación económica, los cuales integrados pasan a formar una herramienta para la evaluación de reservas mineras.

Este estudio es realizado para cada uno de los sectores en los cuales hay presente recursos remanentes.

En términos generales, se distinguen 3 grandes etapas para el manejo de la información en el proceso de planificación anual. Estas son:

- a) Alimentación de la información de entrada.
- b) Procesamiento de la información para obtener la clasificación.
- c) Generación de la información de salida.

#### **4.9.3.2 Alimentación de la información de entrada**

En esta parte, se describirá cada una de estas etapas a desarrollar para lograr la clasificación y se detallará la información de la que cada área es responsable. Todos los cargos mencionados corresponden a personal de Minera Meridian Ltda., excepto aquellos en los que específicamente se señale que es un cargo del personal de terceros.

La Gerencia de Servicios Técnicos tiene la responsabilidad de proveer planes mineros confiables y consistentes de acuerdo a los requerimientos corporativos, y para eso utilizamos una serie de herramientas que entregan los siguientes resultados:

#### **4.9.3.3 Modelo de recursos y envolvente geológica**

Geología hace entrega de un modelo de bloques y una envolvente geológica denominada “Gradeshell” que consiste en un sólido generado en software minero 3D Vulcan, a partir del modelamiento de sondajes y muestreos de frentes, con la cual se obtiene el modelo de bloques (según variable a considerar).

El responsable de oficializar esta información es el Jefe de Geología de Recursos.

#### **4.9.3.4 Estudio de estabilidad**

El área de Geomecánica es la encargada de proveer las propiedades de la roca adecuadas para la selección del método de explotación, así como también parámetros de estabilidad del macizo rocoso para el diseño de pilares y caserones.

Geomecánica debe entregar parámetros de RMR, Q de Barton, UCS, dilución aceptada, Radio Hidráulico máximo permitido, así como también ancho mínimo de pilar y altura máxima para cada tipo de roca.

El responsable de entregar dicha información es el Jefe de Geomecánica.

#### **4.9.3.5 Selección de método de explotación**

El área de planificación, a partir de los datos entregados por geomecánica, es la encargada de determinar el método de explotación adecuado para cada subsector, el cual entregue el mayor beneficio económico, además de una confiabilidad y seguridad de la explotación. Para esto se utiliza el sistema de clasificación UBC, en donde se descartan ciertos métodos de explotación, y posteriormente se realiza un análisis cualitativo para realizar una discriminación a cada método de explotación y requisitos de Minera Meridian Ltda.



El encargado de realizar esta labor corresponde al Ingeniero de Planificación Largo Plazo.

#### **4.9.3.6 Validación de recursos**

El área de planificación es encargada de validar las SMU modeladas, mediante el uso de sondajes, cerciorándose que estos tengan al menos dos interceptos y sondajes suficientes para corroborar la mineralización de las SMU diseñadas paralelamente a labores explotadas.

El encargado de validar este procedimiento corresponde al Ingeniero de Planificación de Largo Plazo.

#### **4.9.3.7 Modelamiento de Unidad Mínima de Explotación (SMU)**

A partir de las Gradeshells entregadas por geología, la topografía actualizada y definidos los parámetros de dilución aceptada para cada caserón y parámetros de diseño, tales como ancho de pilar mínimo y altura máxima, se realiza el modelamiento en el software 3D Vulcan de las secciones “tipo” para cada sector.

Con las secciones modeladas se construyen los sólidos, los cuales son cortados por nivel y sección (cada 2 metros a partir de una coordenada Norte base definida para cada sector).

El responsable de realizar este trabajo es el Ingeniero de Planificación de Largo Plazo.

#### **4.9.3.8 Cálculo de los recursos del plan**

Corresponde a la cubicación de las SMU, pasándolos por el modelo de bloques entregado por geología.

El responsable del cálculo y la oficialización de esta información es el Gerente de Servicios Técnicos.

#### **4.9.3.9 Ejes 3D actualizados**

Se deben realizar los ejes 3D de los diseños de SMU, de manera de evitar interpretaciones distintas a lo planificado. Para esto se debe realizar el diseño minero necesario para acceder a las SMU modeladas. Se debe hacer la diferencia entre mina ya desarrollada y lo diseñado. Esto se realiza mediante un código de colores asignado a cada uno.

El encargado de realizar esta tarea es el Ingeniero de Planificación de Largo Plazo.

#### **4.9.3.10 Evaluación económica**

Una vez validadas las SMU y a partir del cálculo de reservas se realiza una evaluación económica considerando el desarrollo asociado a cada bloque, de manera de verificar si es factible la extracción de estos.

El responsable de realizar este trabajo es el Gerente de Servicios Técnicos.

#### **4.9.4. Procesamiento de la información para obtener la clasificación**

En el procesamiento de la información se consideran todos los datos anteriormente descritos y además se emplean las directrices corporativas, los estándares de diseño y procedimientos propios de la faena, donde el Ingeniero de Planificación Largo Plazo, desarrollará la evaluación de las reservas a partir de recursos inviábiles. Esta clasificación es sometida a revisiones de la unidad de Geotecnia, Geología, Operaciones Mina, HSEC, para el posterior envío a las unidades de Administración, R.R.H.H. y Contraloría, y poder determinar el nivel de recursos asociados al Plan, es decir las inversiones, costos y evaluación económica de éste.

#### **4.9.5. Generación de la información de salida**

En el proceso de generación de la evaluación, se genera gran cantidad de información. Parte de ella fluye desde una unidad a otra, recorriendo varias unidades, sumando valor dentro del proceso y colaborando así con la sinergia del sistema de evaluación.

El detalle de la información generada como producto final del proceso de evaluación de reservas a partir de recursos remanentes, se detalla a continuación.

- a) Tonelaje de movimiento de materiales (Mineral, estéril, etc.).
- b) Ley media de productos (Au, Ag y Au equivalente).
- c) Finos generados.
- d) Detalle nivel de actividades:
  - a. Distribución de metros de labores de accesos.
  - b. Distribución de metros de labores de desarrollo.
  - c. Distribución de metros de labores de drifts.
  - d. Metros verticales de perforación según tonelaje de producción.
- e) Evaluación económica.

Para la oficialización de la clasificación, esta debe ser revisada y confirmada por el Superintendente de Planificación y Desarrollo y por el Gerente de Servicios Técnicos de Minera Meridian Ltda.

## **CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES**

El objetivo general del estudio consiste en definir la viabilidad de la recuperación de recursos remanentes planteados como “inviabiles” (según criterios geomecánicos de estabilidad) por el equipo de planificación de largo y mediano plazo de Minera Meridian Ltda., con el propósito de estimar potenciales reservas, maximizar la recuperación del yacimiento y aumentar la vida de la mina.

Tanto el objetivo principal, así como también los específicos fueron cumplidos a cabalidad, dado que se logró identificar las causas de la inviabilidad de los distintos bloques, los cuales corresponden principalmente a problemas económicos y a temas geomecánicos.

Del universo de recursos evaluados, correspondiente a 188 mil onzas de Oro equivalente, 69 mil onzas fueron descartadas debido a temas económicos y 101 mil onzas debido a temas geológicos, geomecánicos y geométricos.

Los análisis geotécnicos realizado a los bloques establecidos permitieron determinar dimensiones de unidades de explotación y de pilares estables. Como criterio de aceptabilidad, se definió un factor de seguridad de 1.1 considerando la utilidad de los pilares conformados (pilares para el control de dilución). Se consideraron costos de fortificación adicional en la evaluación económica según el método de explotación definido para cada uno de los bloques.

Se generó un protocolo para clasificar reservas a partir de recursos remanentes, con el propósito de entregar a las áreas de Planificación y Geomecánica, una metodología y herramienta ágil y de fácil lectura para evaluar zonas con recursos “inviabiles” involucrados en los diversos sectores de la mina El Peñón.

El balance final del estudio, entrega como resultados un total de 58 mil toneladas con 15.821 oz de Au y 187.342 oz de Ag con un beneficio económico estimado de 13.2 MUSD, lo cual permitiría extender la vida de la mina por lo menos en un año de operación.

## **CAPÍTULO 6. RECOMENDACIONES**

- 1- Se recomienda validar la suficiencia de información geológica con la base de datos de sondajes (litología y mineralización) a los bloques analizados y al entorno de las cavidades utilizados en el estudio. Cada bloque debe poseer al menos dos interceptos que validen su existencia.
- 2- Se deben realizar inspecciones geotécnicas a los sectores involucrados, con el objetivo de validar los modelos geotécnicos y sus parámetros utilizados en el estudio. En caso de que se presenten desviaciones importantes, se deben realizar nuevos análisis para estimar las dimensiones mínimas que cumplan con el criterio de estabilidad definido.
- 3- Para el caso del bloque 8 del Caserón 505, este pese a tener 2 interceptos, se recomienda realizar sondajes de verificación para validar los potenciales recursos presentes, debido a que corresponde a un bloque de dimensión pequeña y de alta ley.
- 4- Para el caso de la placa ubicada en el sector Bonanza, es necesario realizar una inspección del estado en que se encuentra el drift del nivel 1570, debido a una potencial zona sometida a mayores esfuerzos y por lo tanto la calidad del túnel puede ser deficiente y se requiera una gran cantidad de fortificación o en su defecto, no se pueda acceder a dicho nivel, por lo que es necesaria una evaluación extra para ese sector.
- 5- Para una eventual extracción, se recomienda realizar la construcción de túneles de drift por proyecto, conservando las distancias mínimas determinadas geomecánicamente para cada sector, para evitar posibles conexiones con sectores explotados.
- 6- Finalmente, se recomienda realizar una ingeniería de detalle para determinar de forma más precisa el costo mina asociado a cada método de explotación.
  - a. Cuantificar para cada uno de los bloques la cantidad de sondajes necesarios para validar la existencia del recurso.
  - b. Evaluar la cantidad de fortificación necesaria para cada bloque.
  - c. Verificar tipo de tronadura a realizar en cada bloque, dado que, al tratarse de sectores críticos, es necesario que el daño generado por tronadura sea el menor posible en las paredes.

## CAPÍTULO 7. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Y. Potvin, "Empirical open stope design in Canada," University of British Columbia, 1988.
- [2] C. Mawdesley, R. Trueman and W. J. Whiten, "Extending the Mathews stability graph for open-stope design. Mining Technology," Maney Publisher, 2001.
- [3] K. Mathews, E. Hoek, D. C. Wyllie and S. B. Stewart, "Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock," 1981.
- [4] "SME Mining Engineering Handbook," in *Chapter 13.5*.
- [5] L. Clark, "Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting," University of British Columbia, 1998.
- [6] L. Clark and R. Pakalnis, "An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls," 99th Annual AGM-CIM conference, Vancouver, 1997.
- [7] P. Lunder and R. Pakalnis, "Determination of the strength of hard-rock mine pillars.," *Bull Can Inst Min Metall*, 1997.
- [8] E. Hoek, "Practical Rock Engineering. Rock mass Properties. Rockscience.," 2007.
- [9] L. Miller-Tait, R. Pakalnis and R. Poulin, "UBC mining method selection," University of British Columbia, Vancouver, B. C., Canada..
- [10] S. Castro, "Protocolo de evaluación económica SMU," 2011.

## CAPÍTULO 8. ANEXOS

### 8.1. Estimación de recursos

Tabla 8-1: Recursos inviables

Recursos Inviables	Finos Au [oz]	Finos Ag [oz]	%	%Acum
BONANZA	26,691	448,288	19.4	19.4
CASERÓN 506	15,855	222,795	11.5	30.9
PROVIDENCIA	12,638	653,439	9.2	40.1
CERRO MARTILLO	10,743	342,846	7.8	47.9
ORITO SUR	9,499	195,483	6.9	54.8
DORADA	9,298	502,586	6.8	61.5
CASERÓN 505	7,947	65,232	5.8	67.3
ORITO NORTE	5,660	46,070	4.1	71.4
ESCARLATA	5,101	37,564	3.7	75.1
MAGENTA	4,777	57,941	3.5	78.6
MARTILLO FLAT	4,630	272,166	3.4	81.9
DOMINADOR	4,577	194,996	3.3	85.2
MAGENTA NORTE	3,256	86,601	2.4	87.6
DORADA SW	2,893	231,262	2.1	89.7
CERRO MARTILLO CS	2,659	61,739	1.9	91.6
VISTA NORTE	2,370	36,659	1.7	93.4
ESMERALDA	1,713	82,908	1.2	94.6
PAMPA CAMPAMENTO	1,330	31,709	1.0	95.6
BERMELLON	1,169	32,722	0.8	96.4
PLAYA	1,093	39,401	0.8	97.2
VICTORIA	820	47,430	0.6	97.8
VISTA NW	644	27,352	0.5	98.3
CARMIN	572	6,399	0.4	98.7
FORTUNA	566	49,976	0.4	99.1
ABUNDANCIA	421	6,039	0.3	99.4
DISCOVERY WASH	397	24,163	0.3	99.7
VENTURA	170	5,246	0.1	99.8
CARMIN SUR	159	4,569	0.1	99.9
PURPURA	90	5,811	0.1	100.0

Tabla 8-2: Recursos inviables por agrupación de SMU.

Recursos Inviables	Finos Au [oz]	Finos Ag [oz]	Ley media [g/ton]	Tonelaje
BONANZA	13,331	261,002	11.73	35,343
CASERÓN 506	3,655	29,355	10.88	10,444
PROVIDENCIA	11,898	611,568	5.99	61,789
CERRO MARTILLO	3,828	126,715	7.40	16,088
ORITO SUR	7,234	151,757	8.83	25,478
DORADA	8,172	431,294	6.63	38,332
CASERÓN 505	8,471	116,945	9.29	31,182
ORITO NORTE	5,306	43,619	13.45	12,268
ESCARLATA	4,667	30,096	18.14	8,003
MAGENTA	4,777	57,941	23.99	6,195
MARTILLO FLAT	4,257	251,092	9.51	13,918

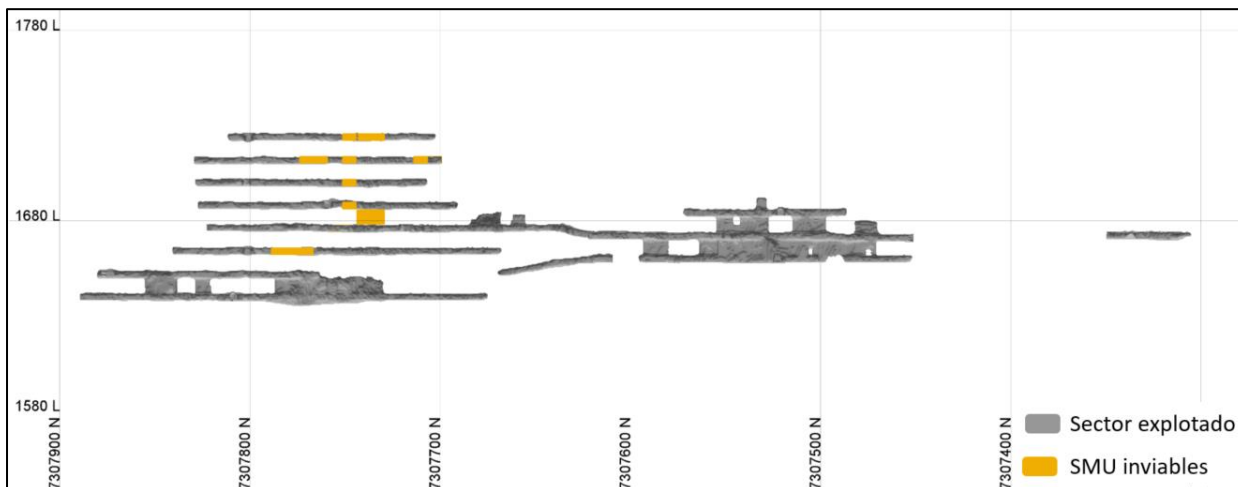
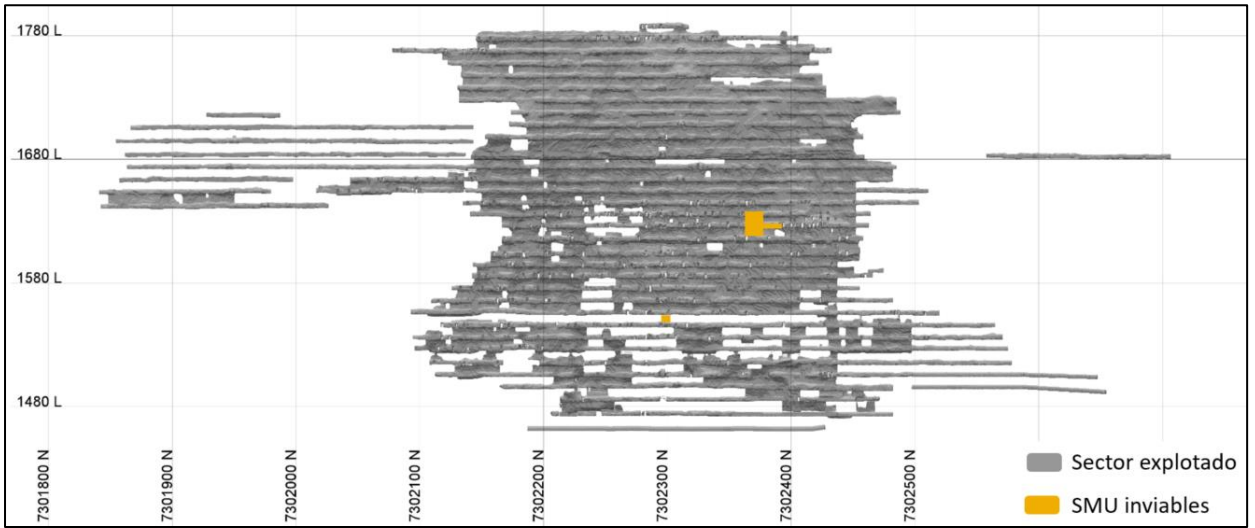
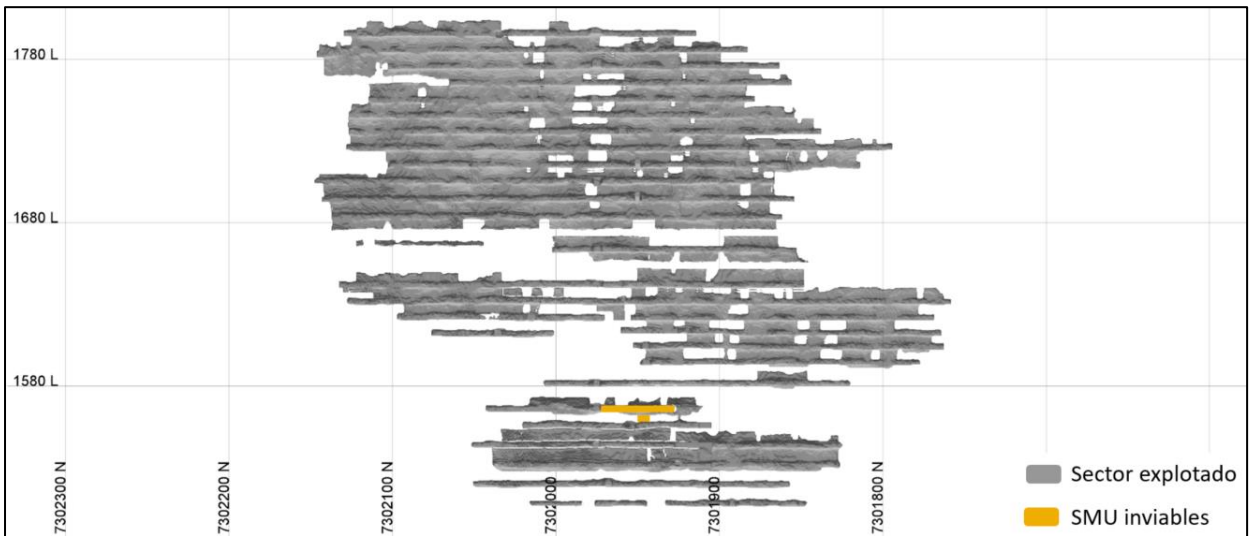


Figura 8-1: SMUs inviables, sector Abundancia.

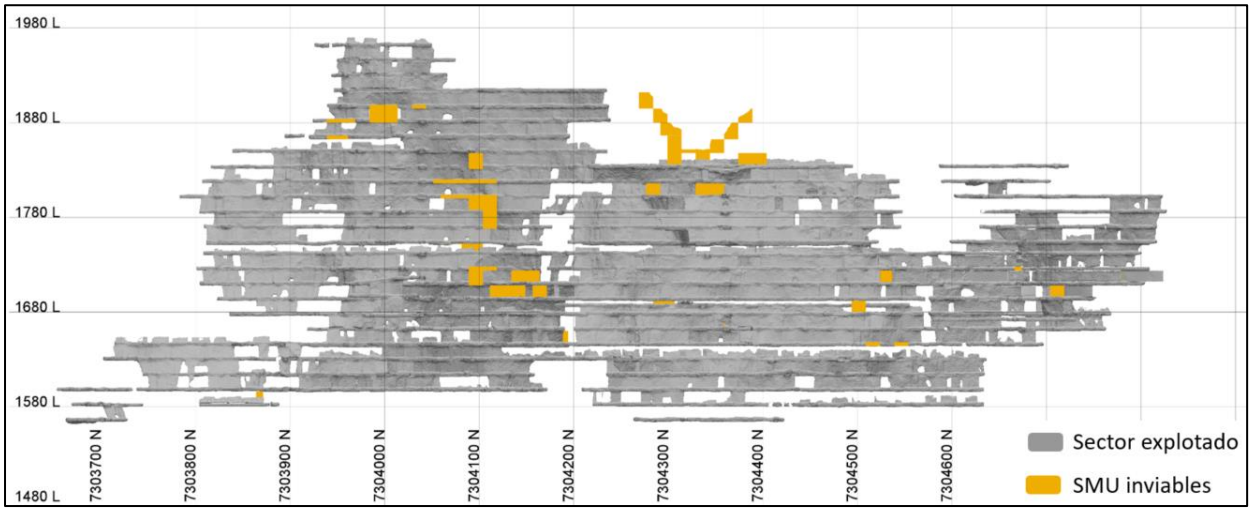




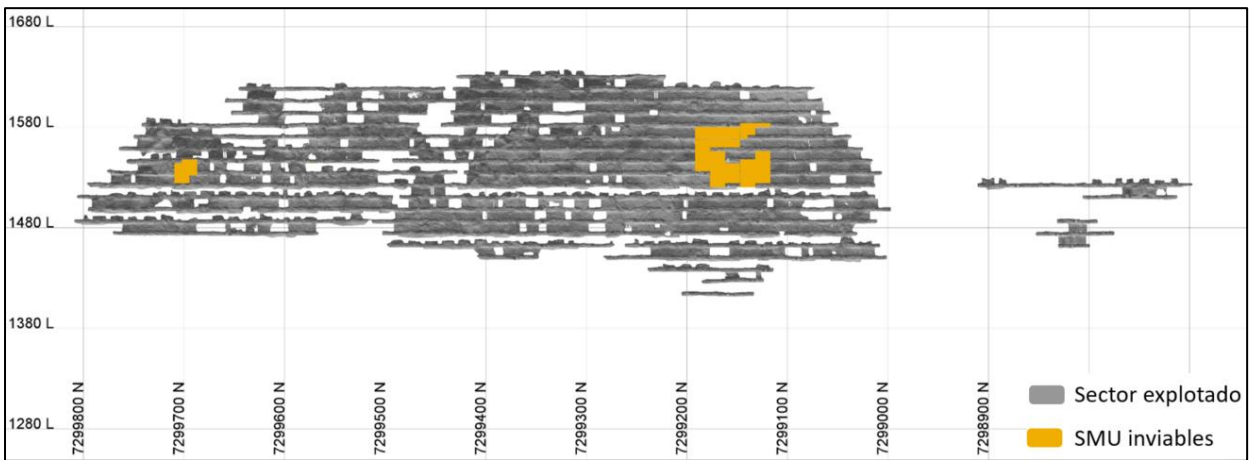
**Figura 8-2: SMUs inviables, sector Carmín.**



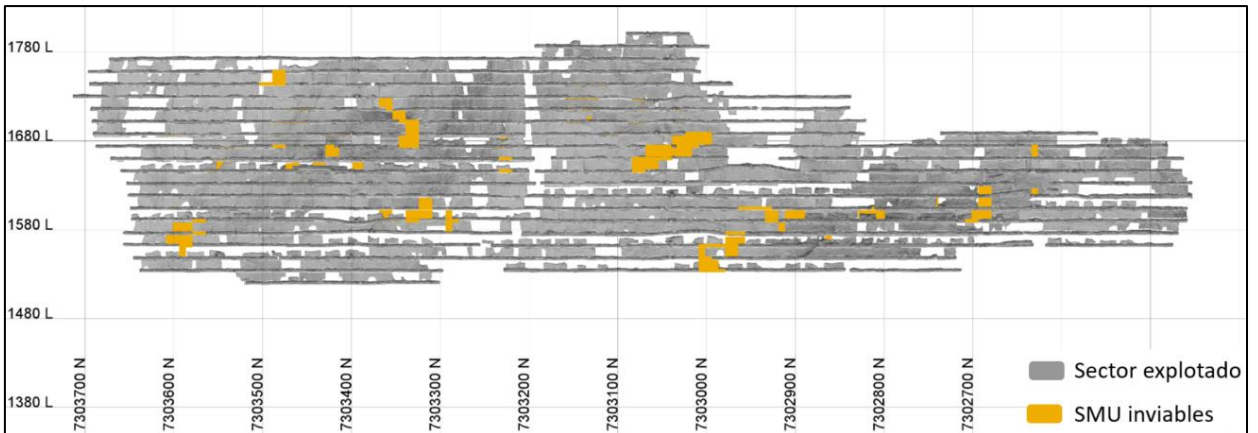
**Figura 8-3: SMUs inviables, sector Carmín Sur.**



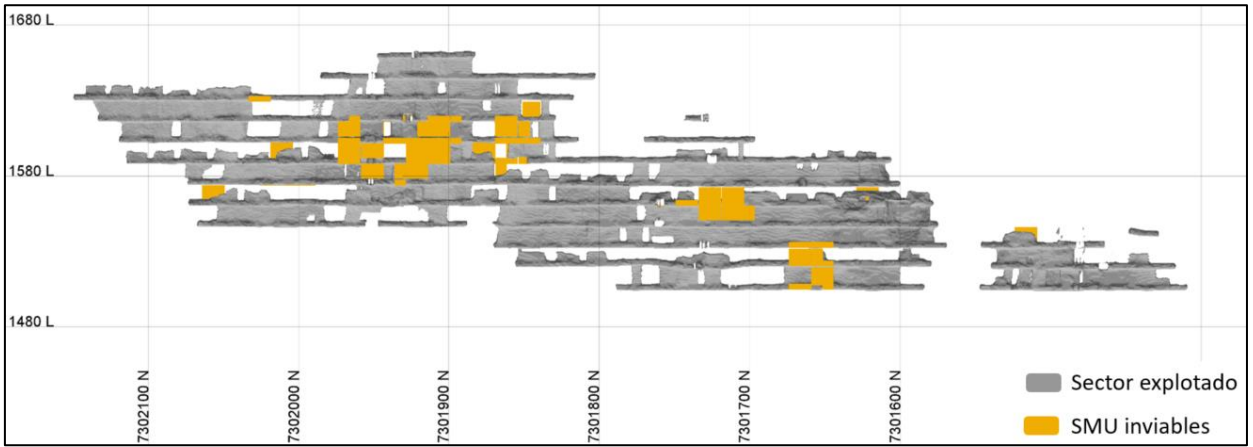
**Figura 8-4: SMUs inviables, sector Cerro Martillo.**



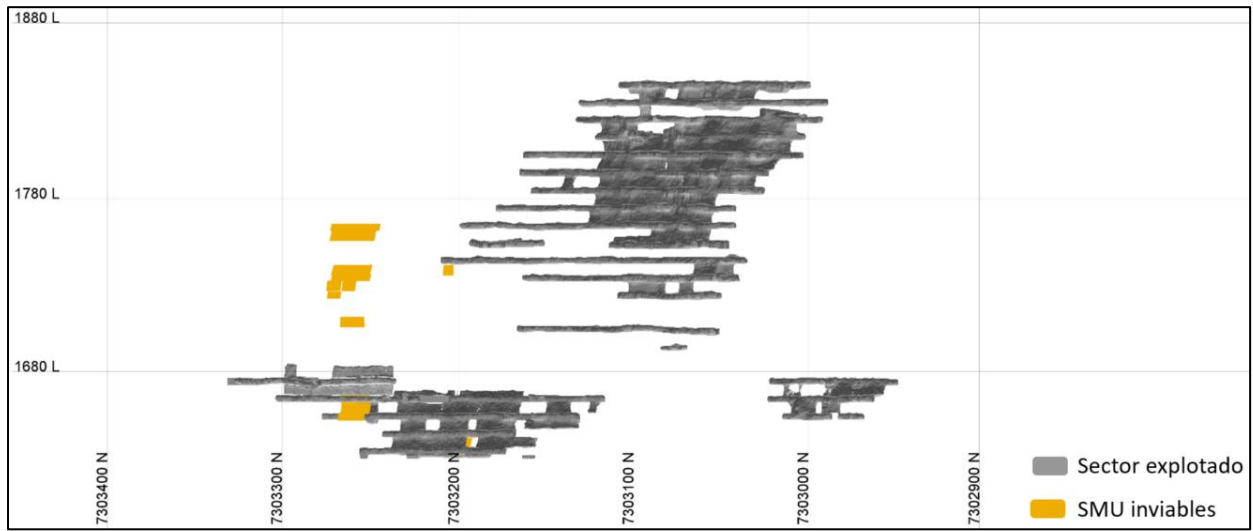
**Figura 8-5: SMUs inviables, sector Dominador.**



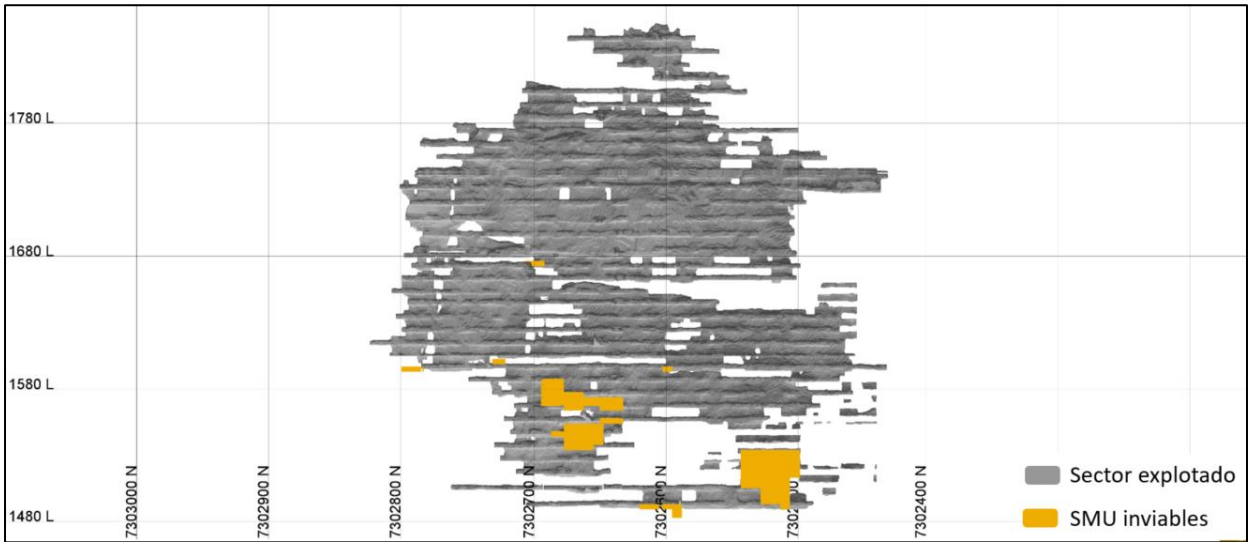
**Figura 8-6: SMUs inviables, sector Dorada.**



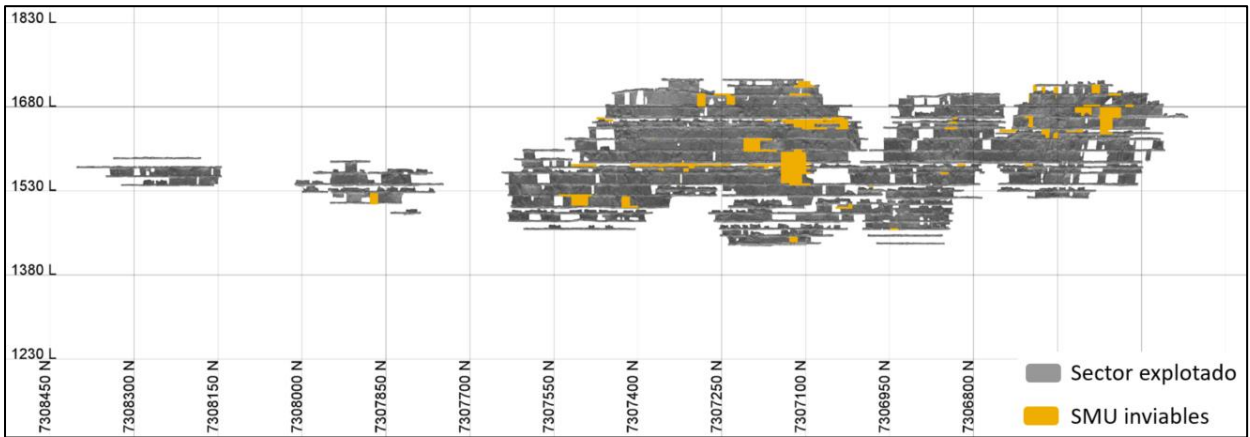
**Figura 8-7: SMUs inviabilas, sector Dorada SW.**



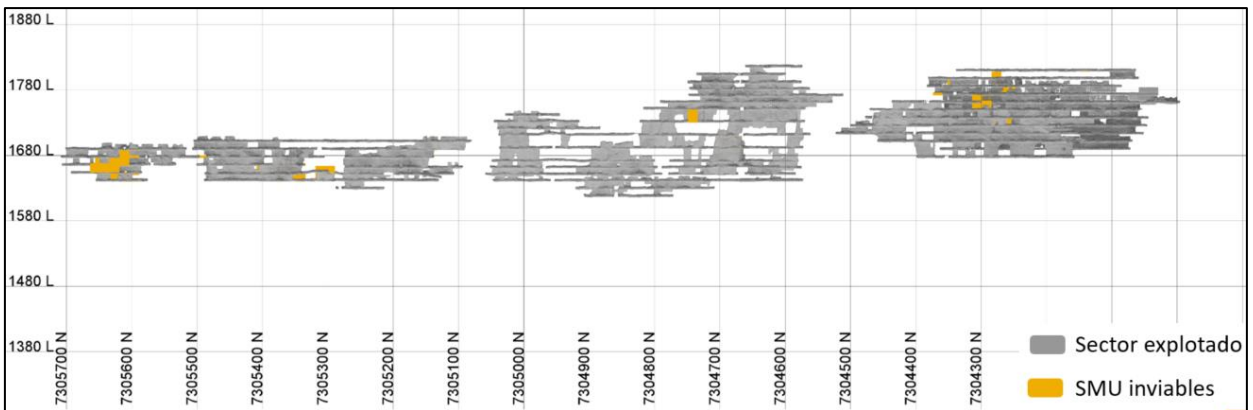
**Figura 8-8: SMUs inviabilas, sector Discovery Wash.**



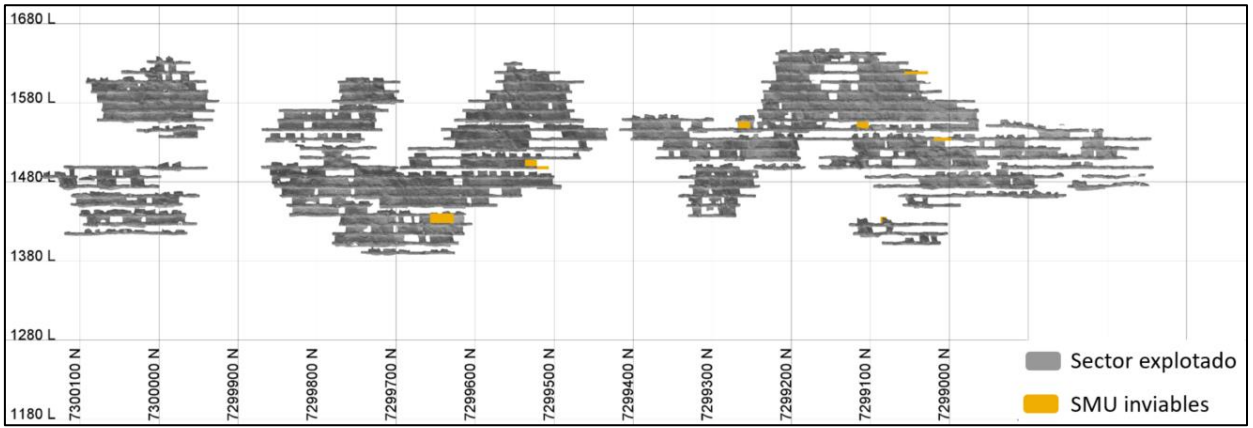
**Figura 8-9: SMUs inviabilas, sector Escarlata.**



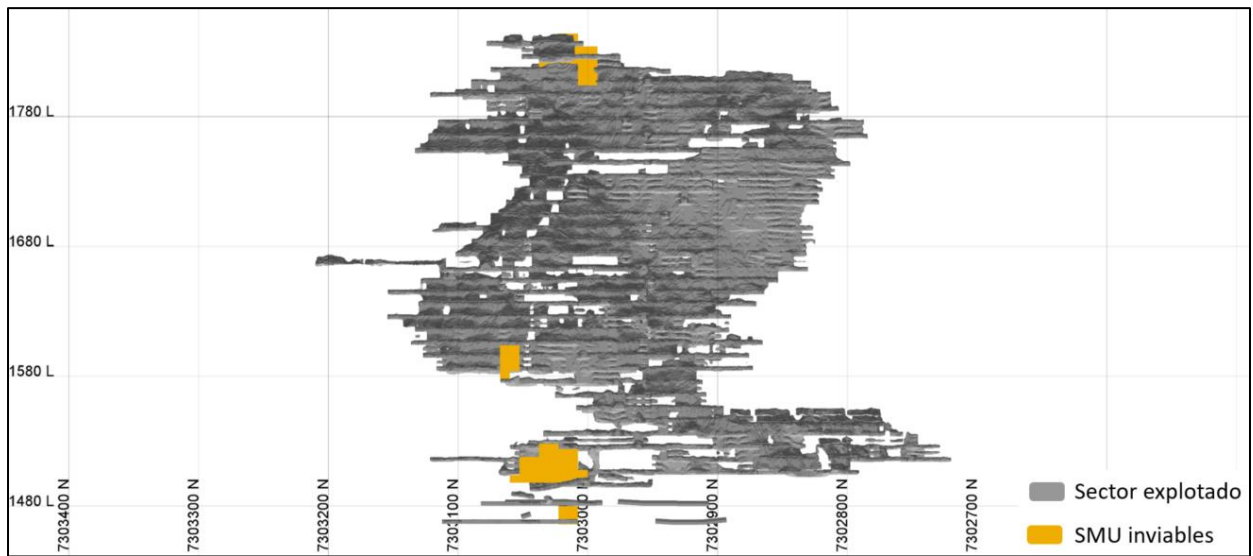
**Figura 8-10: SMUs inviabilas, sector Bonanza.**



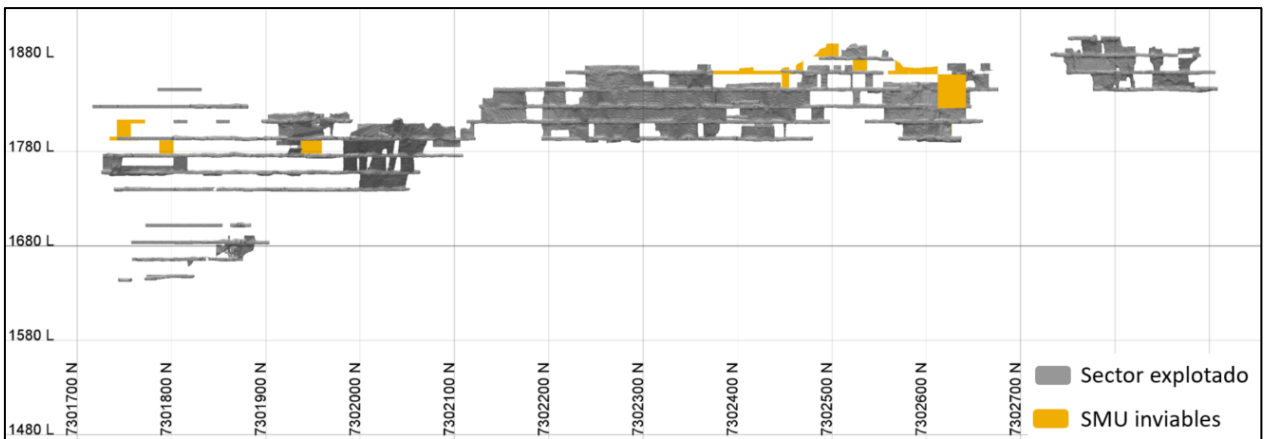
**Figura 8-11: SMUs inviabilas, sector Martillo Flats.**



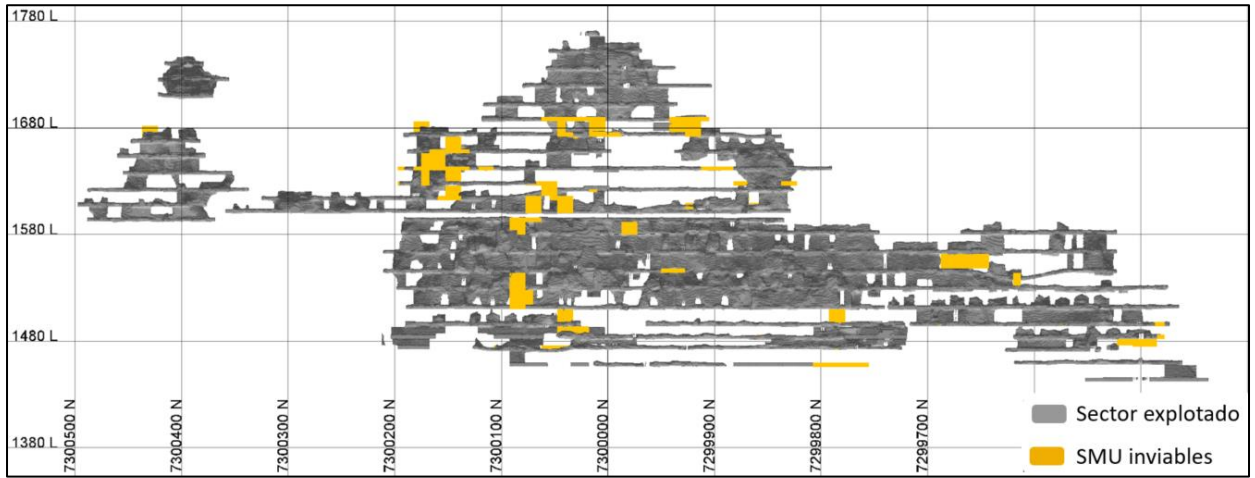
**Figura 8-12: SMUs inviables, sector Fortuna.**



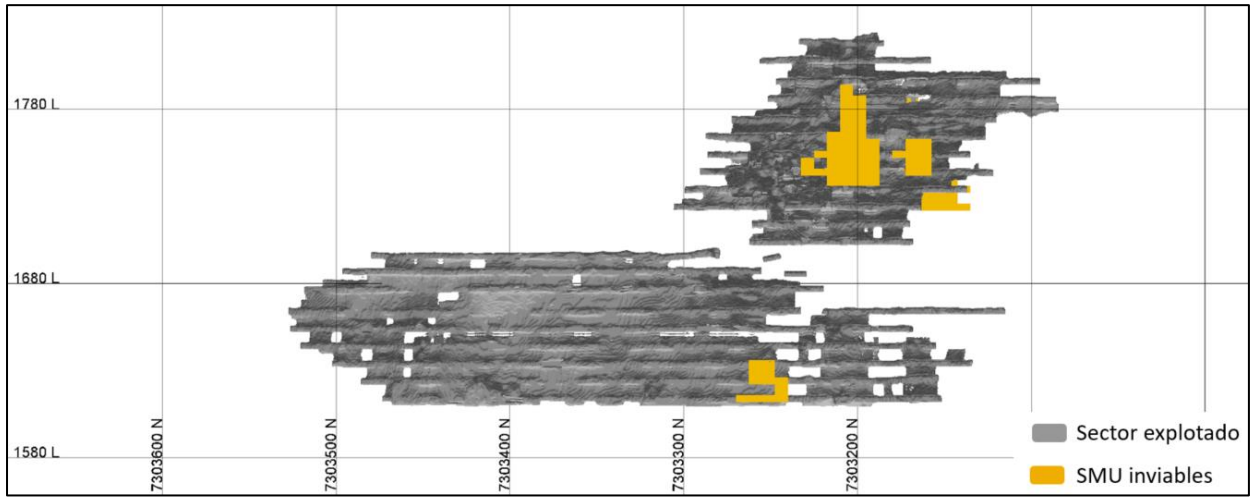
**Figura 8-13: SMUs inviables, sector Magenta.**



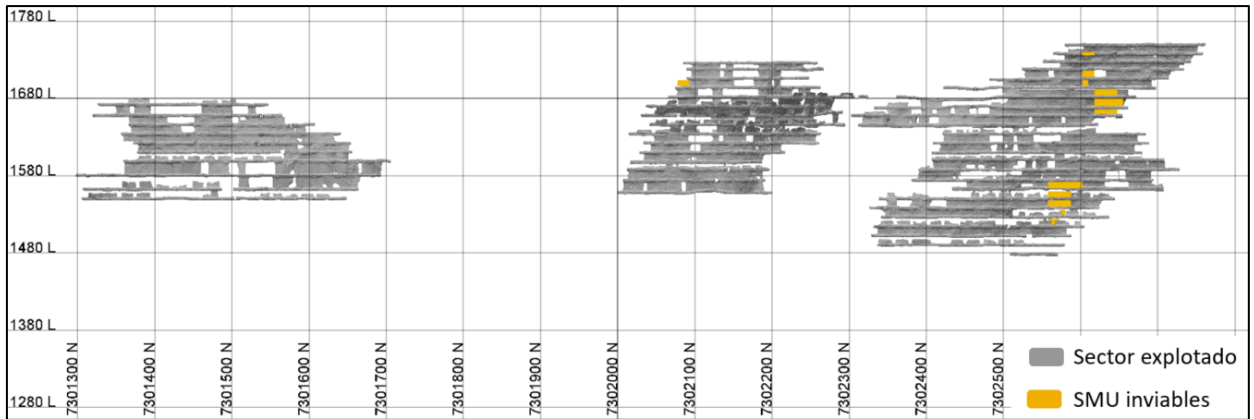
**Figura 8-14: SMUs inviables, sector Orito Norte.**



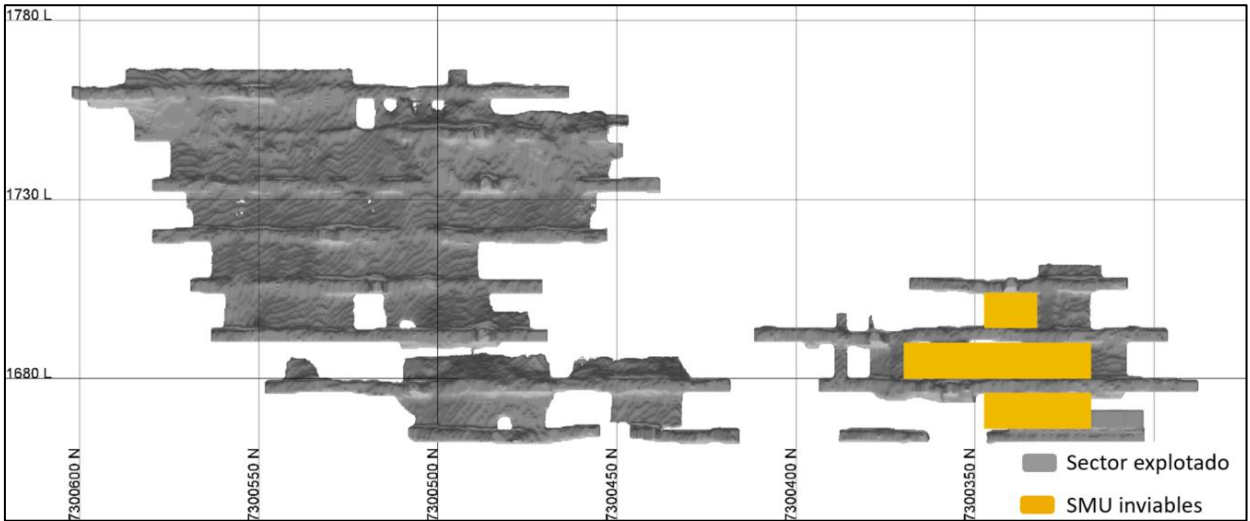
**Figura 8-15: SMUs inviables, sector Orito Sur.**



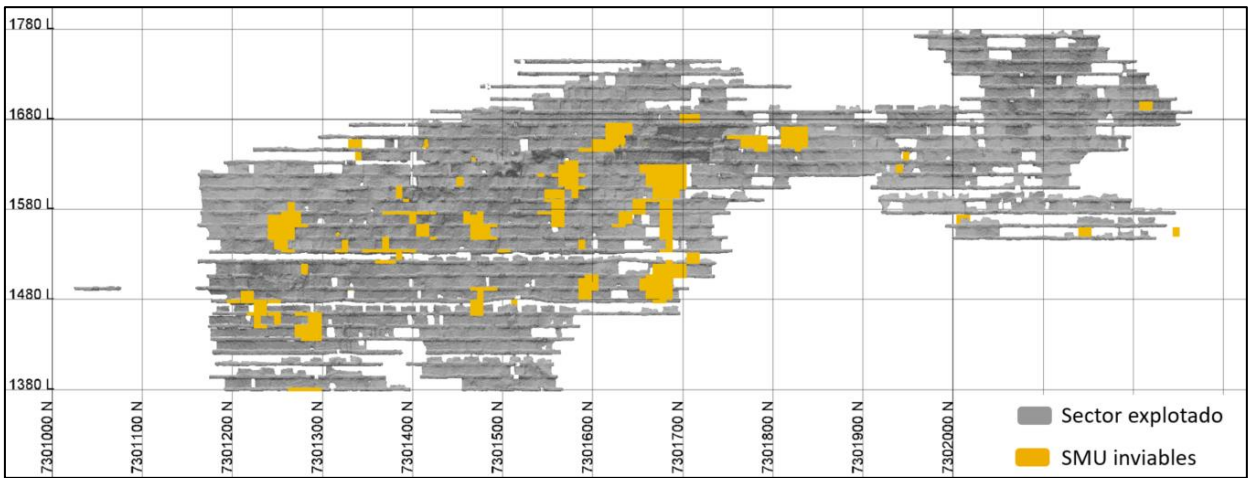
**Figura 8-16: SMUs inviables, sector Magenta Norte.**



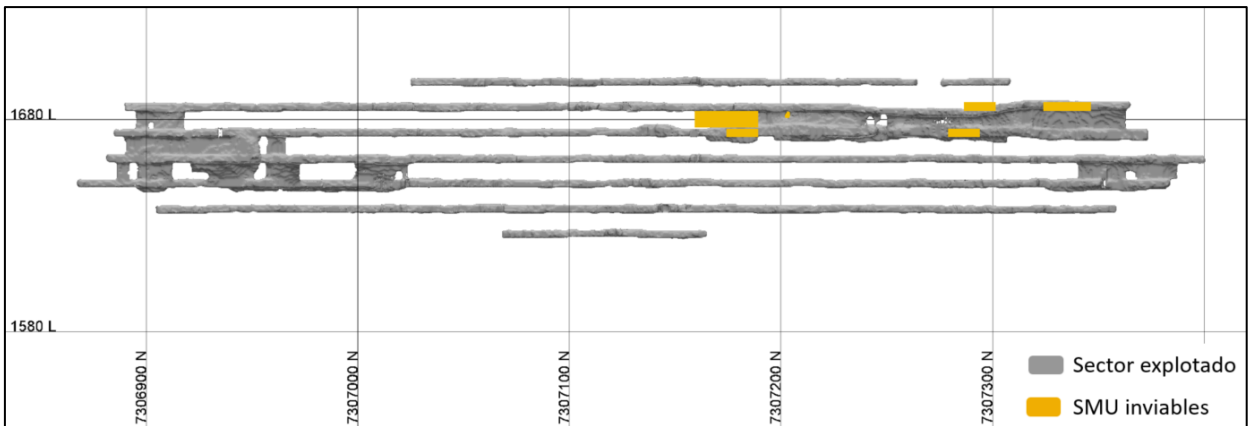
**Figura 8-17: SMUs inviables, sector Pampa Campamento.**



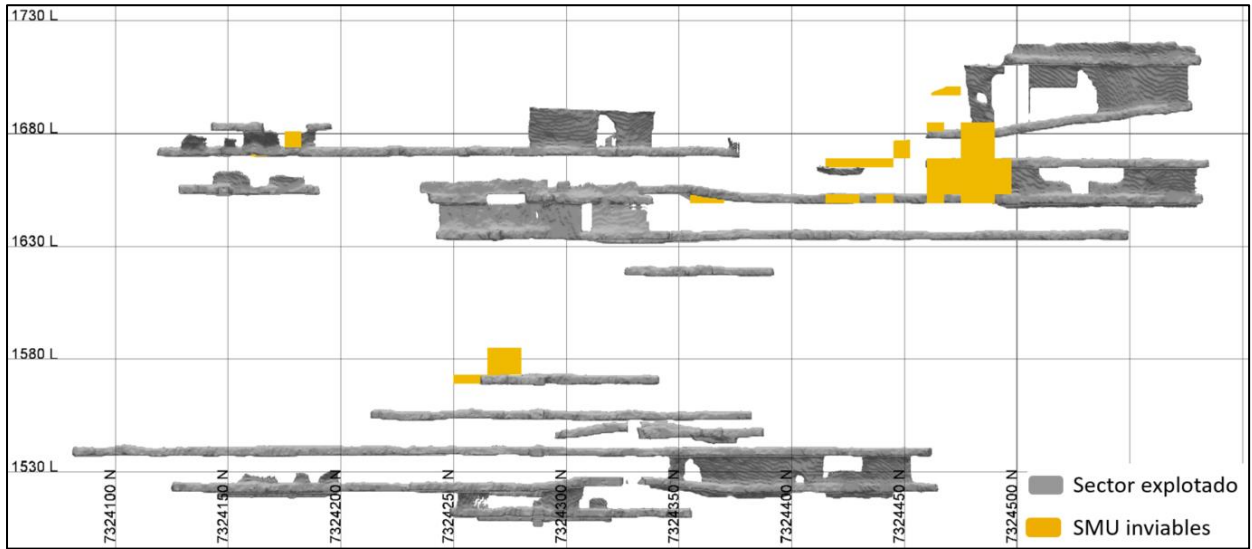
**Figura 8-18: SMUs inviables, sector Playa.**



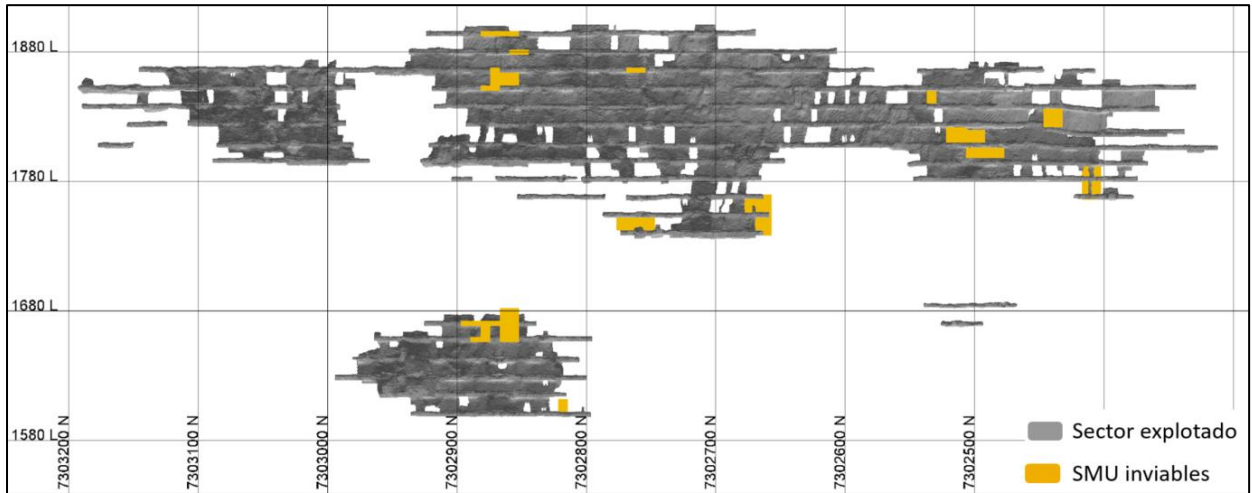
**Figura 8-19: SMUs inviables, sector Providencia.**



**Figura 8-20: SMUs inviables, sector Ventura.**

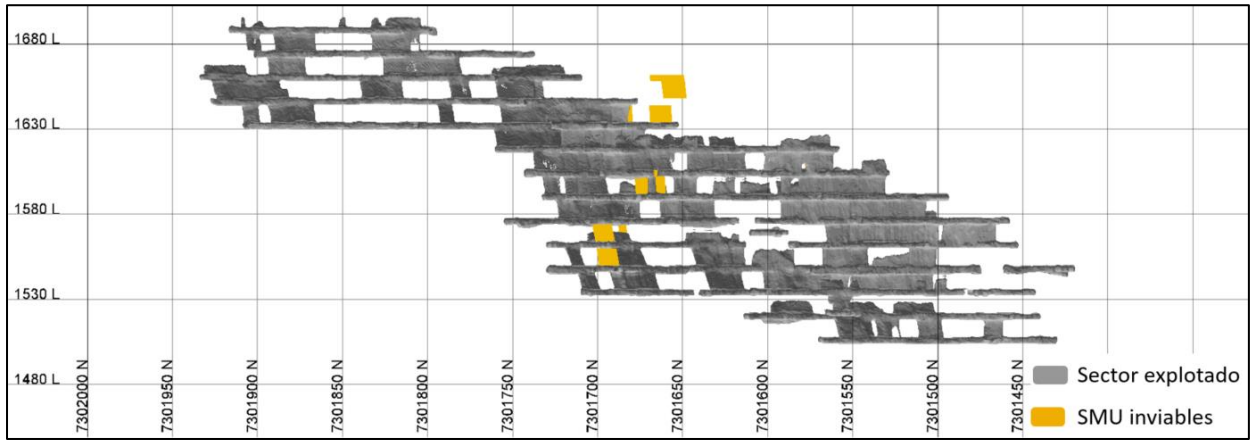


**Figura 8-21: SMUs invariables, sector Victoria.**



**Figura 8-22: SMUs invariables, sector Vista Norte.**





**Figura 8-23: SMUs inviables, sector Veta NW.**

## 8.2. Evaluación económica

Tabla 8-3: Evaluación económica por bloque Bench and Fill.

Bloque	Tonelaje	Ley Eq [g/t]	Beneficio [kUS\$]	Beneficio_2 [kUS\$]	Finos [oz]
PRO_13	49,137	5.95	4,655	3,501	9,403
BON_3	27,321	7.01	3,730	2,965	6,160
MAG_1	6,425	15.64	3,071	2,678	3,232
ESC_1	10,760	9.81	2,658	2,188	3,395
PRO_15	10,167	8.22	1,858	1,398	2,687
ONO_5	5,137	12.03	1,715	1,345	1,987
BON_8	8,775	8.41	1,677	1,242	2,374
DOR_5	9,640	7.84	1,612	1,161	2,430
505_3	13,218	6.29	1,439	925	2,675
ESC_3	6,521	7.72	1,072	677	1,619
FLA_6	5,068	8.77	1,043	674	1,429
ONO_7	2,587	13.23	992	667	1,100
505_8	2,907	11.48	900	570	1,073
BON_4	17,517	5.14	1,107	517	2,895
FLA_4	6,075	7.1	849	462	1,386
CMA_2	5,280	7.32	777	404	1,242
FLA_8	2,839	10.15	731	402	927
OSU_2	7,960	6.15	818	397	1,575
FLA_1	6,942	6.44	790	388	1,438
505_9	5,625	6.98	749	370	1,263
505_5	3,574	8.54	703	361	981
PRO_7	7,481	6.04	734	322	1,454
BON_1	4,448	7.22	641	283	1,032
OSU_6	3,927	7.48	609	261	945
DOR_8	7,547	5.78	660	247	1,404
MAG_4	4,730	6.78	602	239	1,032
OSU_3	5,928	6.18	611	227	1,177
FLA_5	3,305	7.93	561	224	842
FLA_7	4,066	7.1	568	217	928
BON_2	14,233	4.86	739	207	2,226
506_5	3,043	8.04	537	205	786
ONO_4	7,393	5.58	592	182	1,327
505_4	7,413	5.56	586	175	1,324
DOR_19	8,267	5.33	584	158	1,416
PRO_11	2,125	9.1	456	140	621
CMA_7	8,785	5.18	569	134	1,464
DOR_20	3,376	7.08	466	128	769

**Tabla 8-4: Evaluación económica por bloque Bench and Fill (Continuación).**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley Eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio_2 [kUS\$]</b>	<b>Finos [oz]</b>
<b>MAG_5</b>	1,964	9.25	438	124	584
<b>DOR_18</b>	3,448	6.89	455	115	764
<b>DOR_17</b>	4,177	6.37	461	108	856
<b>505_7</b>	3,379	6.81	437	99	739
<b>PRO_12</b>	7,197	5.25	484	77	1,214
<b>MAG_2</b>	1,286	11.03	377	76	456
<b>ONO_8</b>	1,241	10.78	350	50	430
<b>PRO_4</b>	5,844	5.26	399	16	989
<b>OSU_14</b>	1,971	7.49	308	-6	474
<b>506_1</b>	2,718	6.33	302	-25	553
<b>DOR_21</b>	2,819	6.21	294	-35	563
<b>PRO_6</b>	5,025	5.19	330	-39	839
<b>OSU_1</b>	2,014	7.04	274	-40	456
<b>OSU_15</b>	2,502	6.35	273	-50	511
<b>506_4</b>	5,334	5.02	313	-61	861
<b>PRO_8</b>	3,134	5.71	269	-66	575
<b>DOR_1</b>	2,763	5.95	261	-67	528
<b>506_6</b>	2,147	6.55	250	-67	452
<b>506_2</b>	2,906	5.83	259	-72	545
<b>OSU_11</b>	2,635	5.92	248	-78	501
<b>FLA_2</b>	2,272	6.14	232	-88	449
<b>OSU_8</b>	3,742	5.21	245	-100	627
<b>506_8</b>	1,320	7.13	187	-115	303
<b>DOR_3</b>	2,528	5.59	204	-120	454
<b>505_1</b>	6,556	4.58	271	-125	965
<b>DOR_14</b>	1,153	5.23	174	-125	194
<b>OSU_13</b>	4,206	4.9	226	-127	663
<b>CMA_6</b>	5,979	4.56	246	-139	877
<b>OSU_16</b>	758	8.51	148	-145	207
<b>OSU_9</b>	1,878	5.67	157	-155	342
<b>PRO_10</b>	3,933	4.73	189	-160	599
<b>DOR_4</b>	4,558	4.58	191	-168	672
<b>DOR_16</b>	3,055	4.89	164	-169	481
<b>506_7</b>	1,252	6.18	130	-171	248
<b>DOR_7</b>	4,274	4.56	176	-179	626
<b>CMA_3</b>	3,038	4.78	150	-182	467
<b>CMA_8</b>	4,023	4.56	165	-185	590

**Tabla 8-5: Evaluación económica por bloque Bench and Fill (Continuación).**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley Eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio_2 [kUS\$]</b>	<b>Finos [oz]</b>
<b>MAG_3</b>	1,363	5.74	118	-185	252
<b>OSU_7</b>	1,444	5.56	117	-188	258
<b>PRO_14</b>	1,900	5.13	121	-192	313
<b>ONO_3</b>	1,808	5.14	113	-198	299
<b>PRO_2</b>	1,702	5	100	-209	274
<b>PRO_1</b>	1,701	4.99	98	-211	273
<b>OSU_10</b>	1,853	4.86	96	-215	290
<b>PRO_9</b>	2,808	4.54	113	-216	409
<b>ONO_2</b>	1,691	4.85	88	-221	264
<b>OSU_4</b>	3,433	4.37	116	-224	482
<b>505_6</b>	2,988	4.43	107	-225	426
<b>CMA_1</b>	2,491	4.51	98	-225	361
<b>DOR_11</b>	2,988	4.39	105	-227	421
<b>CMA_5</b>	3,111	4.38	106	-228	438
<b>505_2</b>	6,153	4.17	158	-231	825
<b>DOR_12</b>	4,302	4.2	119	-236	581
<b>OSU_12</b>	1,680	4.59	70	-238	248
<b>ESC_2</b>	681	5.4	51	-240	118
<b>PRO_5</b>	1,565	4.5	61	-245	226
<b>DOR_6</b>	1,764	4.38	61	-249	248
<b>OSU_5</b>	1,373	4.39	47	-256	194
<b>PRO_3</b>	788	4.51	30	-262	114
<b>DOR_2</b>	1,294	4.26	39	-263	177
<b>DOR_22</b>	1,405	4.2	39	-265	190
<b>ONO_6</b>	1,399	4.21	38	-266	189
<b>DOR_15</b>	1,543	4.13	37	-269	205
<b>DOR_10</b>	779	4.26	23	-269	107
<b>DOR_9</b>	2,956	4.02	62	-270	382
<b>BON_9</b>	285	4.72	14	-270	43
<b>BON_5</b>	309	4.15	8	-276	41
<b>506_3</b>	192	4.01	4	-278	25
<b>BON_6</b>	261	3.91	4	-279	33
<b>FLA_3</b>	419	3.88	6	-280	52
<b>DOR_13</b>	1,088	3.72	10	-288	130
<b>CMA_4</b>	1,020	3.72	9	-288	122
<b>ONO_1</b>	1,547	3.76	15	-291	187
<b>BON_7</b>	-	-	-	-	-

**Tabla 8-6: Evaluación económica por bloque Cut and Fill.**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley Eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio_2 [kUS\$]</b>	<b>Finos [oz]</b>
<b>MAG_1</b>	6,425	15.64	2,904	2,511	3,232
<b>BON_3</b>	23,508	7.54	3,082	2,385	5,702
<b>PRO_13</b>	43,612	6.21	3,431	2,376	8,710
<b>ESC_1</b>	9,683	10.45	2,381	1,930	3,253
<b>ONO_5</b>	5,137	12.03	1,582	1,212	1,987
<b>PRO_15</b>	9,871	8.35	1,597	1,143	2,650
<b>BON_8</b>	5,958	10.51	1,471	1,086	2,014
<b>DOR_5</b>	8,654	8.27	1,365	932	2,301
<b>505_3</b>	9,270	7	1,142	699	2,185
<b>ONO_7</b>	2,587	13.23	924	600	1,100
<b>FLA_6</b>	4,566	9.31	916	556	1,366
<b>ESC_3</b>	6,339	7.83	903	511	1,595
<b>505_8</b>	2,907	11	825	494	1,073
<b>FLA_8</b>	2,669	10.57	661	335	907
<b>FLA_4</b>	5,377	7.54	704	330	1,304
<b>505_5</b>	2,834	10	614	285	885
<b>CMA_2</b>	5,280	7.32	639	267	1,242
<b>OSU_2</b>	6,368	6.79	645	253	1,390
<b>FLA_1</b>	6,044	6.83	620	234	1,327
<b>505_9</b>	5,625	7	603	224	1,263
<b>BON_1</b>	3,619	8	537	193	931
<b>BON_4</b>	13,445	5.52	696	178	2,386
<b>OSU_6</b>	3,537	7.85	508	167	893
<b>PRO_7</b>	6,833	6.26	548	148	1,374
<b>FLA_5</b>	2,896	8.47	477	146	789
<b>MAG_4</b>	4,009	7.31	488	138	942
<b>506_5</b>	3,043	8.04	458	126	786
<b>FLA_7</b>	3,983	7.17	464	114	919
<b>OSU_3</b>	5,562	6.34	464	86	1,134
<b>PRO_11</b>	2,125	9.1	401	84	621
<b>DOR_8</b>	6,852	5.99	476	75	1,321
<b>DOR_20</b>	2,335	8.57	395	74	643
<b>MAG_5</b>	1,964	9.25	387	73	584
<b>MAG_2</b>	1,286	11.03	344	42	456
<b>DOR_18</b>	3,140	7.22	372	37	729

**Tabla 8-7: Evaluación económica por bloque Cut and Fill (Continuación).**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley Eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio_2 [kUS\$]</b>	<b>Finos [oz]</b>
<b>ONO_4</b>	5,998	6.01	423	37	1,159
<b>505_7</b>	2,353	8	356	35	607
<b>505_4</b>	5,994	6	412	27	1,150
<b>ONO_8</b>	1,241	10.78	318	17	430
<b>DOR_17</b>	3,838	6.62	361	14	817
<b>BON_2</b>	8,708	5.5	436	2	1,540
<b>DOR_19</b>	6,924	5.63	389	-12	1,253
<b>CMA_7</b>	6,924	5.56	368	-34	1,238
<b>OSU_14</b>	1,971	7.49	257	-57	474
<b>PRO_12</b>	6,065	5.48	303	-83	1,068
<b>OSU_1</b>	1,757	7.5	224	-86	424
<b>506_1</b>	2,718	6.33	232	-95	553
<b>DOR_1</b>	1,426	7.84	201	-103	360
<b>PRO_4</b>	4,421	5.64	252	-106	802
<b>DOR_21</b>	2,819	6.21	221	-108	563
<b>OSU_15</b>	2,502	6.35	208	-115	511
<b>506_6</b>	1,959	6.83	198	-116	430
<b>PRO_8</b>	2,413	6.29	198	-123	488
<b>506_4</b>	3,094	5.82	198	-136	579
<b>506_8</b>	963	8.36	158	-138	259
<b>OSU_11</b>	2,635	5.92	180	-146	501
<b>FLA_2</b>	2,272	6.14	172	-147	449
<b>506_2</b>	2,906	5.83	183	-147	545
<b>OSU_16</b>	443	11.89	133	-153	169
<b>PRO_6</b>	4,454	5.33	200	-158	764
<b>DOR_14</b>	718	6.03	124	-168	139
<b>DOR_3</b>	2,225	5.82	141	-177	416
<b>OSU_8</b>	3,742	5.21	148	-197	627
<b>OSU_7</b>	474	8.82	87	-201	134
<b>OSU_9</b>	1,778	5.78	110	-201	330
<b>506_7</b>	1,252	6.18	97	-204	248
<b>CMA_8</b>	1,535	5.87	100	-206	289
<b>MAG_3</b>	1,182	6.08	86	-213	231
<b>DOR_7</b>	2,354	5.35	107	-214	405

**Tabla 8-8: Evaluación económica por bloque Cut and Fill (Continuación).**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley Eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio_2 [kUS\$]</b>	<b>Finos [oz]</b>
<b>CMA_3</b>	1,603	5.66	91	-216	292
<b>OSU_13</b>	3,309	5.1	117	-220	543
<b>ONO_3</b>	1,226	5.83	77	-224	230
<b>OSU_10</b>	873	6.13	65	-229	172
<b>DOR_4</b>	2,730	5.07	95	-233	445
<b>PRO_2</b>	1,211	5.53	64	-236	215
<b>PRO_14</b>	1,803	5.21	73	-237	302
<b>DOR_16</b>	2,855	4.97	87	-243	456
<b>PRO_1</b>	1,349	5.26	56	-246	228
<b>PRO_9</b>	1,572	5.15	59	-247	261
<b>DOR_12</b>	1,746	5.07	61	-249	285
<b>OSU_12</b>	328	6.98	35	-249	74
<b>ESC_2</b>	421	6.34	36	-251	86
<b>DOR_11</b>	1,478	5.06	51	-254	240
<b>PRO_10</b>	3,798	4.76	87	-259	581
<b>505_6</b>	1,781	5	51	-260	282
<b>OSU_4</b>	2,011	4.85	53	-261	314
<b>CMA_5</b>	1,737	4.89	48	-262	273
<b>ONO_2</b>	1,691	4.85	44	-265	264
<b>DOR_6</b>	1,050	4.91	31	-267	166
<b>OSU_5</b>	718	4.96	21	-270	114
<b>DOR_10</b>	303	5.33	14	-270	52
<b>PRO_5</b>	1,212	4.67	24	-277	182
<b>BON_9</b>	285	4.72	6	-278	43
<b>CMA_6</b>	5,524	4.62	96	-281	821
<b>PRO_3</b>	788	4.51	10	-283	114
<b>CMA_1</b>	2,210	4.58	35	-283	325
<b>DOR_2</b>	688	4.46	8	-283	99
<b>DOR_15</b>	720	4.46	8	-284	103
<b>505_1</b>	6,237	5	103	-287	924
<b>DOR_22</b>	1,116	4.35	8	-290	156
<b>505_2</b>	2,918	4	35	-296	422
<b>DOR_9</b>	1,494	4.3	8	-297	206
<b>ONO_6</b>	1,399	4.21	2	-302	189

**Tabla 8-9: Evaluación económica por bloque Sublevel Stoping.**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio2 [kUS\$]</b>	<b>Fino [oz]</b>
<b>PRO_13</b>	49,485	5.93	5,149	3,990	9,442
<b>BON_3</b>	28,640	6.85	4,012	3,223	6,304
<b>MAG_1</b>	6,425	15.64	3,135	2,742	3,232
<b>ESC_1</b>	10,760	9.81	2,766	2,296	3,395
<b>PRO_15</b>	10,167	8.22	1,960	1,500	2,687
<b>ONO_5</b>	5,137	12.03	1,767	1,397	1,987
<b>BON_8</b>	10,867	7.46	1,782	1,310	2,605
<b>DOR_5</b>	9,640	7.84	1,708	1,258	2,430
<b>505_3</b>	13,218	6.29	1,571	1,057	2,675
<b>ESC_3</b>	6,521	7.72	1,137	742	1,619
<b>FLA_6</b>	5,068	8.77	1,093	724	1,429
<b>ONO_7</b>	2,587	13.23	1,017	693	1,100
<b>BON_4</b>	17,945	5.1	1,283	685	2,940
<b>505_8</b>	2,907	11.48	929	599	1,073
<b>FLA_4</b>	6,075	7.1	910	523	1,386
<b>OSU_2</b>	8,519	5.98	903	472	1,637
<b>CMA_2</b>	5,280	7.32	830	457	1,242
<b>FLA_1</b>	7,152	6.35	860	455	1,460
<b>FLA_8</b>	2,839	10.15	760	431	927
<b>505_9</b>	5,625	6.98	805	427	1,263
<b>PRO_7</b>	7,481	6.04	809	397	1,454
<b>505_5</b>	3,574	8.54	739	396	981
<b>BON_2</b>	16,299	4.68	899	330	2,455
<b>BON_1</b>	4,892	6.87	687	321	1,080
<b>DOR_8</b>	8,221	5.6	742	317	1,479
<b>OSU_6</b>	3,927	7.48	649	300	945
<b>MAG_4</b>	4,730	6.78	649	287	1,032
<b>OSU_3</b>	6,743	5.85	677	279	1,268
<b>FLA_7</b>	4,066	7.1	608	257	928
<b>FLA_5</b>	3,305	7.93	594	257	842
<b>ONO_4</b>	7,393	5.58	666	256	1,327
<b>505_4</b>	7,413	5.56	660	249	1,324
<b>DOR_19</b>	8,267	5.33	666	241	1,416
<b>506_5</b>	3,043	8.04	568	235	786
<b>CMA_7</b>	9,293	5.09	662	218	1,521
<b>DOR_20</b>	3,376	7.08	500	161	769
<b>PRO_11</b>	2,125	9.1	477	161	621



Tabla 8-10: Evaluación económica por bloque Sublevel Stopping (Continuación).

Bloque	Tonelaje	Ley eq [g/t]	Beneficio [kUS\$]	Beneficio [kUS\$]	Fino [oz]
DOR_17	4,177	6.37	503	150	856
DOR_18	3,448	6.89	489	149	764
PRO_12	7,411	5.19	558	147	1,237
MAG_5	1,964	9.25	458	144	584
505_7	3,379	6.81	471	132	739
MAG_2	1,286	11.03	390	89	456
PRO_4	5,844	5.26	458	75	989
ONO_8	1,241	10.78	363	62	430
OSU_14	1,971	7.49	328	14	474
PRO_6	5,025	5.19	380	12	839
506_1	2,718	6.33	329	2	553
DOR_21	2,819	6.21	322	-7	563
506_4	5,416	4.99	367	-8	870
OSU_1	2,014	7.04	294	-20	456
OSU_15	2,502	6.35	298	-25	511
PRO_8	3,134	5.71	300	-34	575
DOR_1	2,763	5.95	289	-39	528
506_2	2,906	5.83	288	-43	545
506_6	2,147	6.55	271	-46	452
OSU_11	2,635	5.92	274	-51	501
505_1	6,813	4.53	338	-62	993
OSU_8	3,742	5.21	283	-63	627
FLA_2	2,272	6.14	254	-65	449
OSU_13	4,206	4.9	268	-85	663
CMA_6	6,906	4.42	314	-87	980
DOR_3	2,528	5.59	229	-95	454
506_8	1,320	7.13	200	-102	303
DOR_14	1,153	5.23	197	-103	194
PRO_10	3,933	4.73	228	-121	599
DOR_4	4,558	4.58	237	-123	672
DOR_7	4,274	4.56	219	-136	626
OSU_9	1,878	5.67	176	-136	342
OSU_16	758	8.51	155	-137	207
DOR_16	3,055	4.89	194	-139	481
CMA_8	4,023	4.56	206	-145	590
CMA_3	3,038	4.78	181	-152	467
506_7	1,252	6.18	142	-158	248

**Tabla 8-11: Evaluación económica por bloque Sublevel Stopping (Continuación).**

<b>Bloque</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Ley eq [g/t]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Beneficio [kUS\$]</b>	<b>Fino [oz]</b>
<b>505_2</b>	6,153	4.17	219	-169	825
<b>MAG_3</b>	1,363	5.74	131	-172	252
<b>PRO_14</b>	1,900	5.13	140	-173	313
<b>OSU_7</b>	1,444	5.56	131	-173	258
<b>ONO_3</b>	1,808	5.14	131	-180	299
<b>PRO_9</b>	2,808	4.54	141	-188	409
<b>OSU_4</b>	3,433	4.37	151	-189	482
<b>PRO_2</b>	1,702	5	117	-192	274
<b>DOR_12</b>	4,302	4.2	162	-193	581
<b>PRO_1</b>	1,701	4.99	115	-194	273
<b>505_6</b>	2,988	4.43	137	-195	426
<b>CMA_5</b>	3,111	4.38	137	-197	438
<b>OSU_10</b>	1,853	4.86	115	-197	290
<b>DOR_11</b>	2,988	4.39	135	-197	421
<b>CMA_1</b>	2,491	4.51	123	-200	361
<b>ONO_2</b>	1,691	4.85	105	-204	264
<b>OSU_12</b>	1,680	4.59	87	-221	248
<b>PRO_5</b>	1,565	4.5	77	-230	226
<b>DOR_6</b>	1,764	4.38	79	-231	248
<b>ESC_2</b>	681	5.4	57	-233	118
<b>DOR_9</b>	2,956	4.02	91	-240	382
<b>OSU_5</b>	1,373	4.39	61	-243	194
<b>DOR_2</b>	1,294	4.26	52	-250	177
<b>DOR_22</b>	1,405	4.2	53	-251	190
<b>ONO_6</b>	1,399	4.21	52	-252	189
<b>DOR_15</b>	1,543	4.13	53	-253	205
<b>PRO_3</b>	788	4.51	38	-254	114
<b>DOR_10</b>	779	4.26	31	-261	107
<b>ONO_1</b>	1,645	3.74	32	-276	198
<b>BON_6</b>	261	3.91	7	-277	33
<b>DOR_13</b>	1,088	3.72	21	-277	130
<b>CMA_4</b>	1,020	3.72	19	-278	122
<b>BON_9</b>	1,406	3.69	26	-278	167
<b>BON_5</b>	623	3.7	11	-279	74
<b>FLA_3</b>	911	3.66	15	-279	107
<b>506_3</b>	1,273	3.41	9	-292	140

**Tabla 8-12: Evaluación económica por bloque Bench and Fill con desarrollos.**

Bloque	Tonelaje [t]	Accesos [m]	Drift [m]	Hz [m]	Beneficio 2 [US\$]	Finos Au [US\$]	Finos Ag [US\$]
PRO_13	35,872	160	50	0	1,831,396	3,599	217,533
ONO_5	5,137	22	0	0	1,572,752	1,875	8,395
PRO_15	10,167	42	35	0	1,500,823	1,718	72,684
BON_8	8,775	120	24	0	1,188,916	1,840	40,045
MAG_1	3,808	6	45	0	928,565	1,194	11,698
505_3	13,218	151	7	0	837,449	2,143	39,866
ESC_3	6,521	19	47	0	804,666	1,560	4,419
ONO_7	2,587	120	0	0	666,862	1,015	6,407
BON_3	27,321	58	80	720	525,097	4,307	138,942
505_8	2,907	137	15	0	496,208	977	7,203
505_5	3,574	91	48	0	318,591	948	2,446
ESC_1	10,760	264	15	450	317,881	3,066	24,663
DOR_5	9,541	500	15	0	245,781	1,382	77,706
FLA_6	5,068	120	0	0	673,786	851	43,350
CMA_2	5,280	120	0	0	404,131	933	23,233
FLA_8	2,839	120	0	0	402,297	472	34,126
BON_4	17,517	131	45	0	391,074	2,495	29,972
505_9	5,625	120	0	0	370,235	1,017	18,386
PRO_7	7,481	120	0	0	322,482	817	47,728
FLA_1	6,942	55	168	0	156,434	544	67,043
FLA_4	6,075	258	0	0	142,155	861	39,366
OSU_2	7,960	242	0	0	113,981	1,331	18,247

**Tabla 8-13: Evaluación económica por bloque Cut and Fill con desarrollos.**

Bloque	Tonelaje [t]	Accesos [m]	Drift [m]	Hz [m]	Beneficio 2 [US\$]	Finos Au [US\$]	Finos Ag [US\$]
ONO_5	5,137	22	0	0	1,412,475	1,875	8,395
PRO_15	9,871	42	35	0	1,194,033	1,689	72,065
BON_8	5,958	120	24	0	1,001,542	1,540	35,590
PRO_13	31,162	160	50	0	871,040	3,264	198,621
MAG_1	3,808	6	45	0	818,744	1,194	11,698
ESC_3	6,339	19	47	0	605,953	1,537	4,359
ONO_7	2,587	120	0	0	586,152	1,015	6,407
505_3	9,270	151	7	0	562,823	1,809	28,270
505_8	2,907	137	15	0	405,524	977	7,203
FLA_6	4,566	120	0	0	532,716	800	42,478
FLA_8	2,669	120	0	0	321,164	460	33,484
ESC_1	9,683	264	15	450	9,975	2,954	22,416
FLA_4	5,377	258	0	0	-18,576	810	37,052
DOR_5	8,654	500	15	0	-29,187	1,282	76,366
BON_3	23,508	58	80	720	-176,816	4,000	127,688

Tabla 8-14: Evaluación económica por bloque Sublevel Stopping con desarrollos.

Bloque	Tonelaje [t]	Accesos [m]	Drift [m]	Hz [m]	Beneficio 2 [US\$]	Finos Au [oz]	Finos Ag [oz]
PRO_13	36,113	160	50	0	2,260,401	3,617	218,269
ONO_5	5,137	22	0	0	1,634,397	1,875	8,395
PRO_15	10,167	42	35	0	1,622,826	1,718	72,684
BON_8	10,867	120	24	0	1,278,566	1,989	46,230
505_3	13,218	151	7	0	996,071	2,143	39,866
MAG_1	3,808	6	45	0	974,265	1,194	11,698
ESC_3	6,521	19	47	0	882,923	1,560	4,419
BON_3	28,640	58	80	720	840,787	4,429	140,589
ONO_7	2,587	120	0	0	697,905	1,015	6,407
FLA_1	7,152	55	38	0	532,066	546	68,561
505_8	2,907	137	15	0	531,087	977	7,203
ESC_1	10,760	264	15	450	447,007	3,066	24,663
505_5	3,574	91	48	0	361,480	948	2,446
BON_1	4,892	85	23	0	359,827	972	8,084
OSU_6	3,927	103	15	0	313,357	688	19,267
DOR_5	9,541	500	15	0	360,267	1,382	77,706
FLA_6	5,068	120	0	0	734,598	851	43,350
BON_4	17,945	131	45	0	594,909	2,537	30,209
CMA_2	5,280	120	0	0	467,488	933	23,233
505_9	5,625	120	0	0	437,737	1,017	18,386
FLA_8	2,839	120	0	0	436,363	472	34,126
PRO_7	7,481	120	0	0	412,259	817	47,728
BON_2	16,299	133	45	0	228,866	2,250	15,372
FLA_4	6,075	258	0	0	215,050	861	39,366
OSU_2	8,519	242	0	0	206,001	1,385	18,923
DOR_8	8,221	326	0	0	-144,977	1,110	27,685

### 8.3. Validación de recursos con sondajes

Tabla 8-15: Nomenclatura litologías.

<b>LITOLOGÍA</b>	
<b>*SEDIMENTOS NO CONSOLIDADOS</b>	
<b>COL</b>	COLUVIO-ALUVIO
<b>*RIOLITAS</b>	
<b>FBR</b>	RIOLITA FLUIDAL BANDEADA
<b>FLR</b>	RIOLITA FLUIDAL LAMINADA
<b>SLR</b>	RIOLITA ESFERULITICA
<b>XLT</b>	RIOLITA DE SANIDINA
<b>*DACITAS Y ANDESITAS</b>	
<b>HBA</b>	ANDESITA/DACITA DE HBL-PY
<b>PGA</b>	ANDESITA/DACITA DE PLAG
<b>TRD</b>	DIQUE DACITICO (Text. Traquitoidal)
<b>FRD</b>	RIODACITA FLUIDAL
<b>*TOBAS Y BRECHAS VOLCANICAS</b>	
<b>XTB</b>	TOBA LITO-CRISTALINA
<b>LAB</b>	BRECHA LITICA ANDESITICA/DACITICA
<b>VCL</b>	ROCAS VOLCANOCLASTICAS
<b>WPT</b>	TOBA PUMICEA SOLDADA
<b>XTA</b>	TOBA DACÍTICA-ANDESÍTICA
<b>*BRECHAS MAGMATICAS</b>	
<b>FBF</b>	FBR FRAGMENTADA (Autobrecha)
<b>RBX</b>	BRECHA RIOLITICA
<b>*BRECHAS TECTONICAS</b>	
<b>MBX</b>	BRECHA MONOLITICA
<b>HBX</b>	BRECHA HETEROLITICA
<b>*ROCAS MINERALIZADAS</b>	
<b>MQV</b>	VETA MASIVA DE CUARZO
<b>HYB</b>	BRECHA HIDROTERMAL
<b>*ROCAS DE TEXTURAS OBLITERADAS</b>	
<b>SCZ</b>	ZONA INTENSAMENTE ARGILIZADA
<b>SBV</b>	ROCA INTENSAMENTE SILICIFICADA

#### 8.4. Selección del método de explotación

Tabla 8-16: Selección método de explotación UBC bloque PRO\_13.

<b>PRO_13</b>	<b>Resultados Finales</b>	
1	Cut and Fill	35
2	Shrinkage Stopping	28
3	Open Pit	26
4	Square Set	20
5	Sublevel Stopping	18
6	Top Slicing	15
7	Sublevel Caving	-20
8	Longwall	-21
9	Block Caving	-22
10	Room and Pillar	-32

Tabla 8-17: Selección método de explotación UBC bloque PRO\_15.

<b>PRO_15</b>	<b>Resultados Finales</b>	
1	Cut and Fill	35
2	Shrinkage Stopping	28
3	Open Pit	26
4	Square Set	20
5	Sublevel Stopping	18
6	Top Slicing	15
7	Sublevel Caving	-20
8	Longwall	-21
9	Block Caving	-22
10	Room and Pillar	-32

Tabla 8-18: Selección método de explotación UBC bloque BON\_1.

<b>BON_1</b>	<b>Resultados Finales</b>	
1	Cut and Fill	30
2	Open Pit	27
3	Shrinkage Stopping	24
4	Square Set	24
5	Top Slicing	17
6	Sublevel Stopping	14
7	Block Caving	-18
8	Longwall	-19
9	Sublevel Caving	-21
10	Room and Pillar	-32

**Tabla 8-19: Selección método de explotación UBC bloque BON\_8.**

<b>BON_8</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	35
<b>2</b>	Shrinkage Stopping	28
<b>3</b>	Open Pit	26
<b>4</b>	Square Set	20
<b>5</b>	Sublevel Stopping	18
<b>6</b>	Top Slicing	15
<b>7</b>	Sublevel Caving	-20
<b>8</b>	Longwall	-21
<b>9</b>	Block Caving	-22
<b>10</b>	Room and Pillar	-32

**Tabla 8-20: Selección método de explotación UBC bloque BON\_Placa.**

<b>BON_Placa</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	30
<b>2</b>	Open Pit	27
<b>3</b>	Shrinkage Stopping	24
<b>4</b>	Square Set	24
<b>5</b>	Top Slicing	17
<b>6</b>	Sublevel Stopping	14
<b>7</b>	Block Caving	-18
<b>8</b>	Longwall	-19
<b>9</b>	Sublevel Caving	-21
<b>10</b>	Room and Pillar	-32

**Tabla 8-21: Selección método de explotación UBC bloque 505\_3.**

<b>505_3</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	34
<b>2</b>	Open Pit	26
<b>3</b>	Shrinkage Stopping	26
<b>4</b>	Square Set	23
<b>5</b>	Sublevel Stopping	17
<b>6</b>	Top Slicing	16
<b>7</b>	Sublevel Caving	-19
<b>8</b>	Longwall	-19
<b>9</b>	Block Caving	-21
<b>10</b>	Room and Pillar	-35

**Tabla 8-22: Selección método de explotación UBC bloque 505\_8.**

<b>505_8</b>		<b>Resultados Finales</b>
<b>1</b>	Cut and Fill	33
<b>2</b>	Open Pit	27
<b>3</b>	Shrinkage Stopping	25
<b>4</b>	Square Set	24
<b>5</b>	Top Slicing	17
<b>6</b>	Sublevel Stopping	15
<b>7</b>	Longwall	-18
<b>8</b>	Block Caving	-19
<b>9</b>	Sublevel Caving	-20
<b>10</b>	Room and Pillar	-35

**Tabla 8-23: Selección método de explotación UBC bloque MAG\_1.**

<b>MAG_1</b>		<b>Resultados Finales</b>
<b>1</b>	Shrinkage Stopping	38
<b>2</b>	Cut and Fill	32
<b>3</b>	Open Pit	28
<b>4</b>	Sublevel Stopping	28
<b>5</b>	Top Slicing	14
<b>6</b>	Square Set	12
<b>7</b>	Room and Pillar	-18
<b>8</b>	Sublevel Caving	-24
<b>9</b>	Longwall	-29
<b>10</b>	Block Caving	-31

**Tabla 8-24: Selección método de explotación UBC bloque ESC\_1.**

<b>ESC_1</b>		<b>Resultados Finales</b>
<b>1</b>	Cut and Fill	33
<b>2</b>	Shrinkage Stopping	30
<b>3</b>	Open Pit	27
<b>4</b>	Square Set	20
<b>5</b>	Sublevel Stopping	18
<b>6</b>	Top Slicing	18
<b>7</b>	Longwall	-21
<b>8</b>	Block Caving	-22
<b>9</b>	Sublevel Caving	-22
<b>10</b>	Room and Pillar	-30



**Tabla 8-25: Selección método de explotación UBC bloque ESC\_3.**

<b>ESC_3</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	33
<b>2</b>	Shrinkage Stopping	29
<b>3</b>	Open Pit	27
<b>4</b>	Square Set	20
<b>5</b>	Sublevel Stopping	17
<b>6</b>	Top Slicing	17
<b>7</b>	Block Caving	-21
<b>8</b>	Longwall	-21
<b>9</b>	Sublevel Caving	-22
<b>10</b>	Room and Pillar	-30

**Tabla 8-26: Selección método de explotación UBC bloque DOR\_5.**

<b>DOR_5</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	34
<b>2</b>	Open Pit	27
<b>3</b>	Shrinkage Stopping	27
<b>4</b>	Square Set	21
<b>5</b>	Sublevel Stopping	16
<b>6</b>	Top Slicing	16
<b>7</b>	Block Caving	-20
<b>8</b>	Longwall	-20
<b>9</b>	Sublevel Caving	-21
<b>10</b>	Room and Pillar	-32

**Tabla 8-27: Selección método de explotación UBC bloque FLA\_1.**

<b>FLA_1</b>	<b>Resultados Finales</b>	
<b>1</b>	Cut and Fill	34
<b>2</b>	Shrinkage Stopping	30
<b>3</b>	Open Pit	26
<b>4</b>	Sublevel Stopping	19
<b>5</b>	Square Set	19
<b>6</b>	Top Slicing	16
<b>7</b>	Sublevel Caving	-21
<b>8</b>	Longwall	-22
<b>9</b>	Block Caving	-23
<b>10</b>	Room and Pillar	-30

Tabla 8-28: Selección método de explotación UBC bloque OSU\_6.

OSU_6	Resultados Finales	
1	Shrinkage Stopping	35
2	Cut and Fill	33
3	Open Pit	28
4	Sublevel Stopping	26
5	Square Set	13
6	Top Slicing	12
7	Room and Pillar	-20
8	Sublevel Caving	-23
9	Longwall	-28
10	Block Caving	-29

### 8.5. Estabilidad de pilares

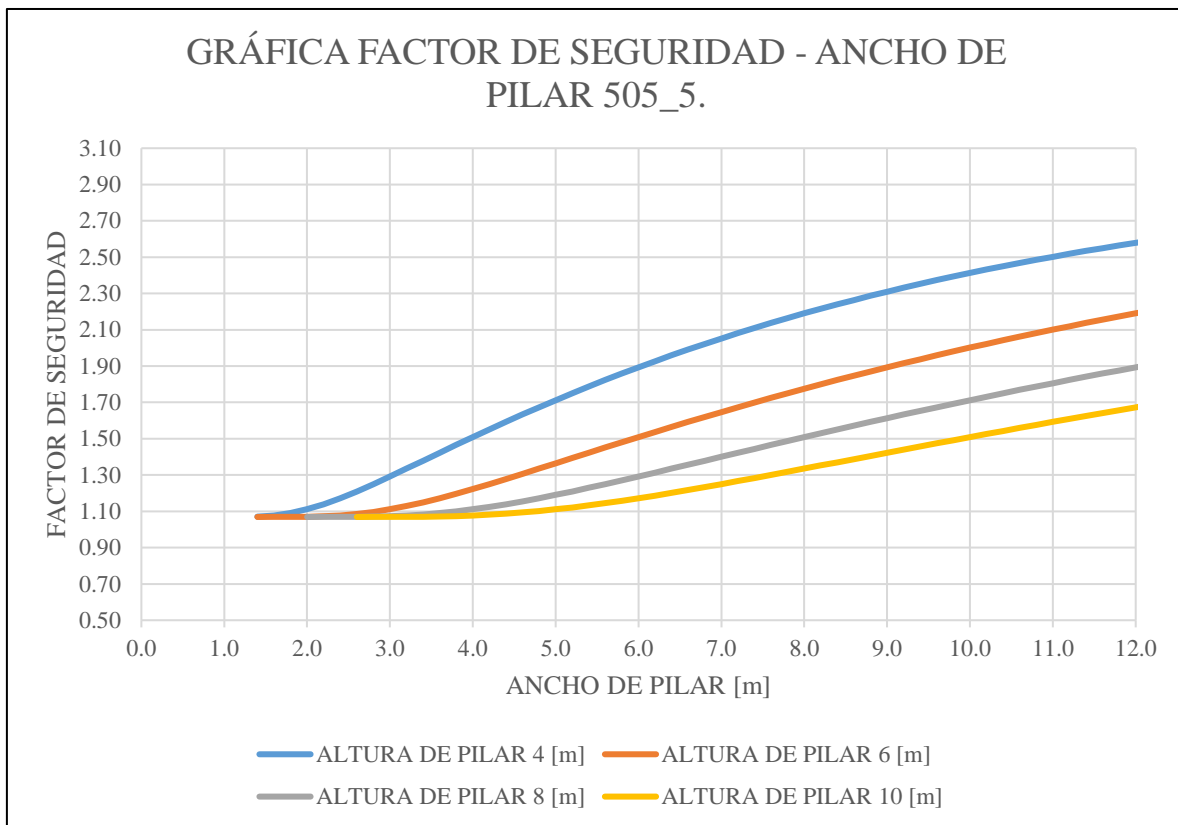
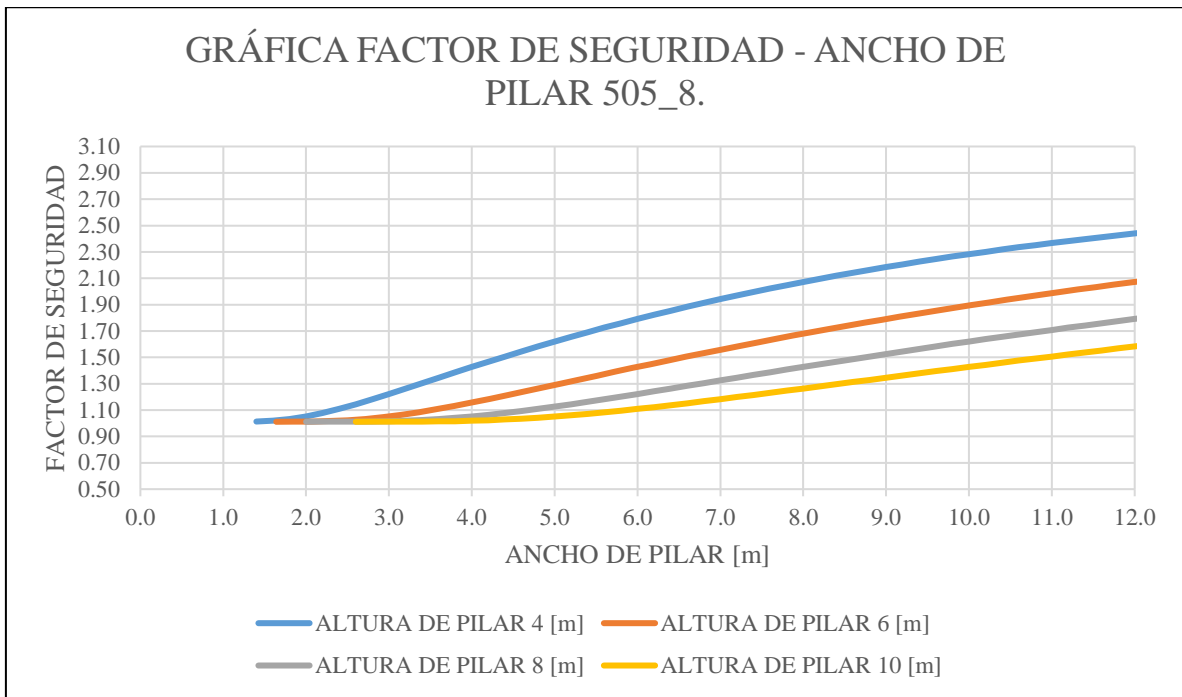
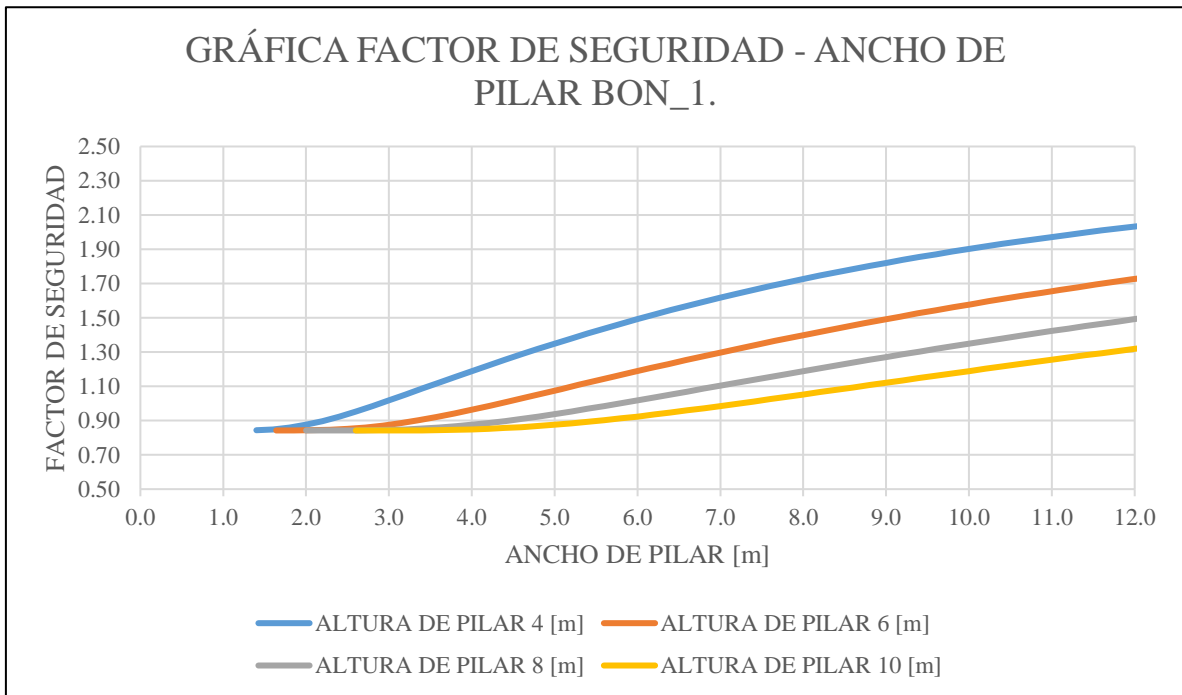


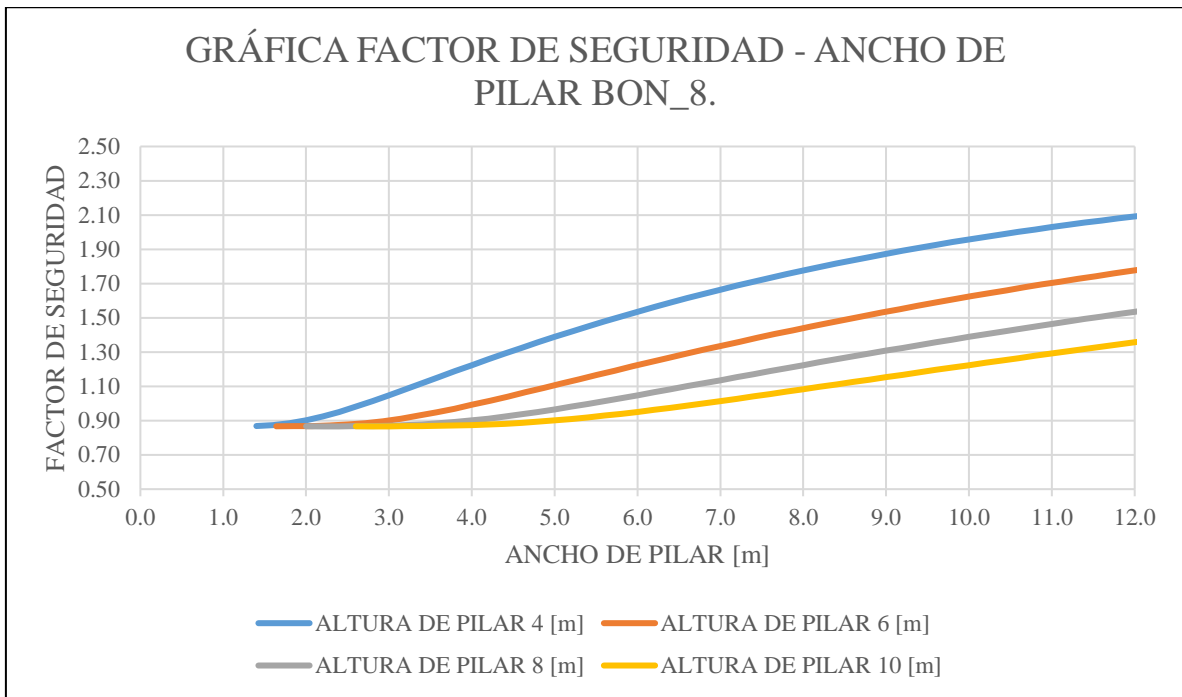
Figura 8-24: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque 505\_5.



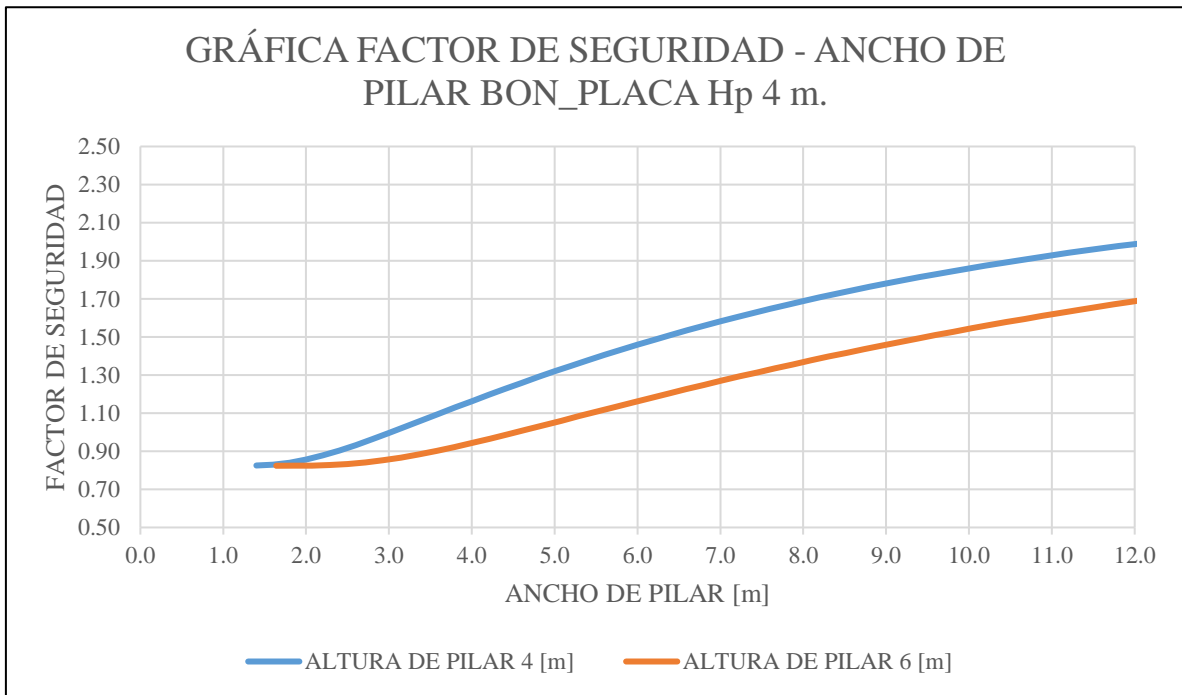
**Figura 8-25: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque 505\_8.**



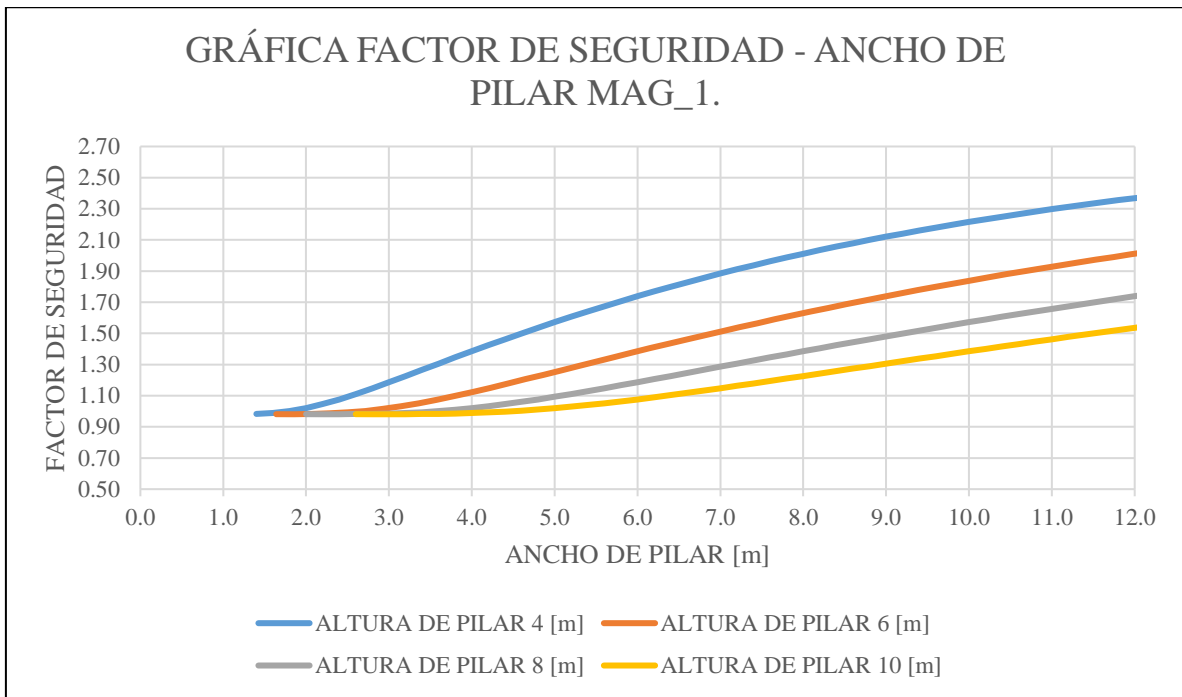
**Figura 8-26: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque BON\_1.**



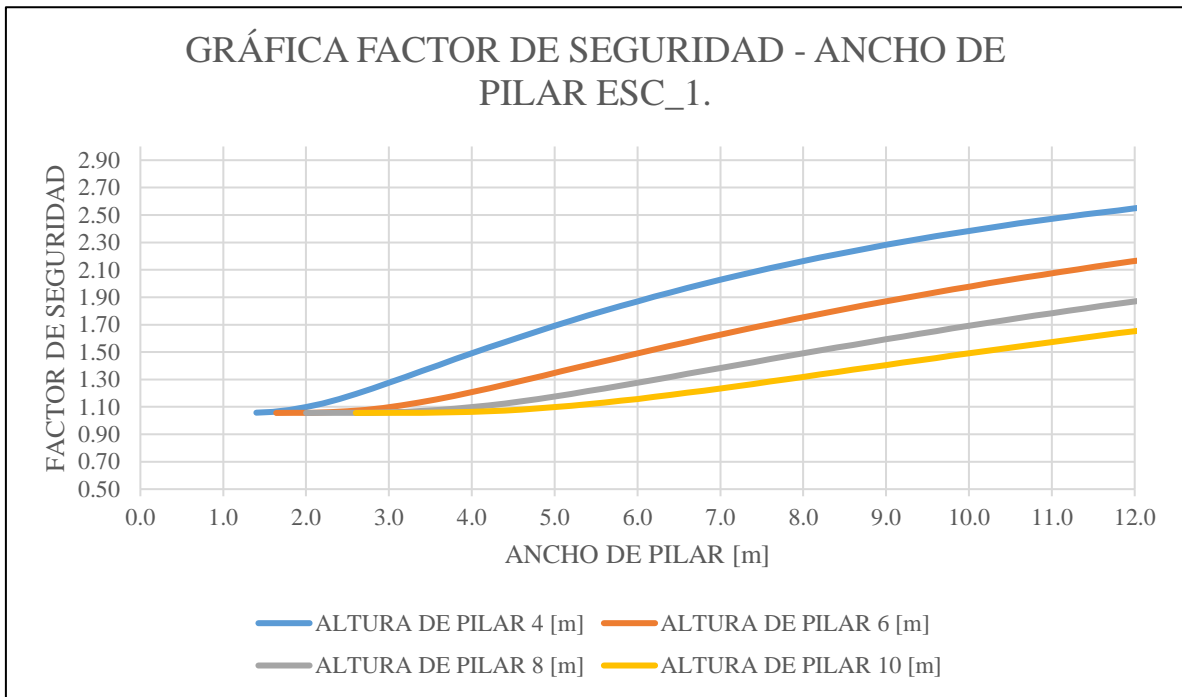
**Figura 8-27: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque BON\_8.**



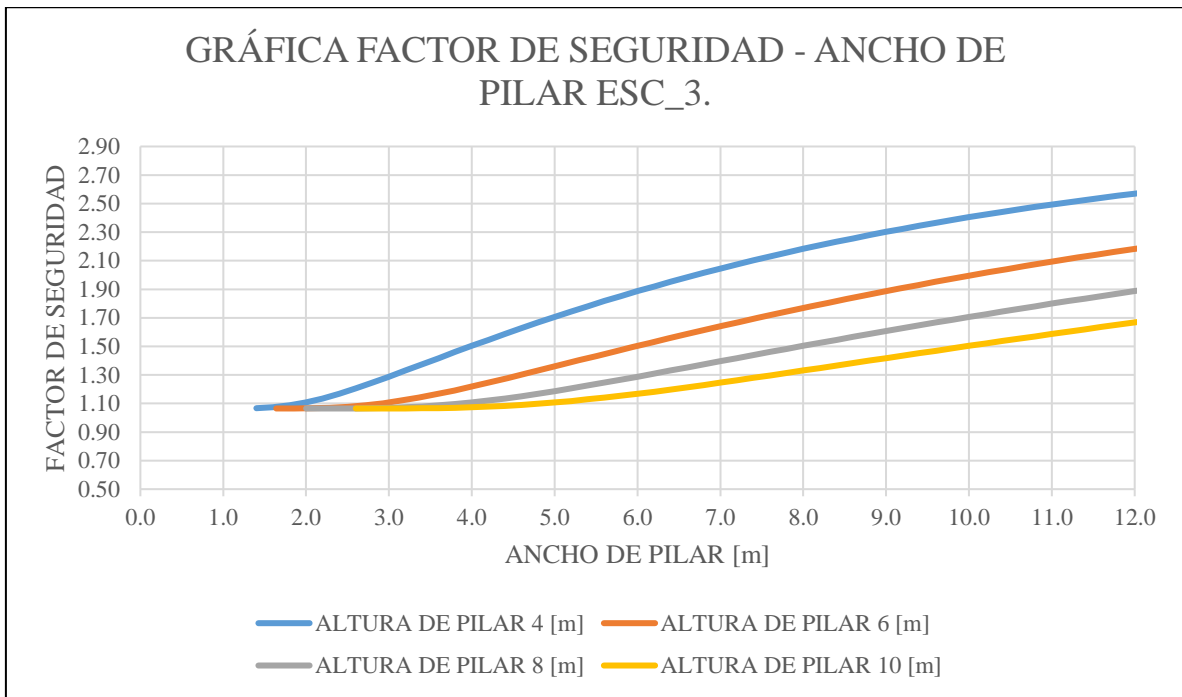
**Figura 8-28: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque BON\_Placa.**



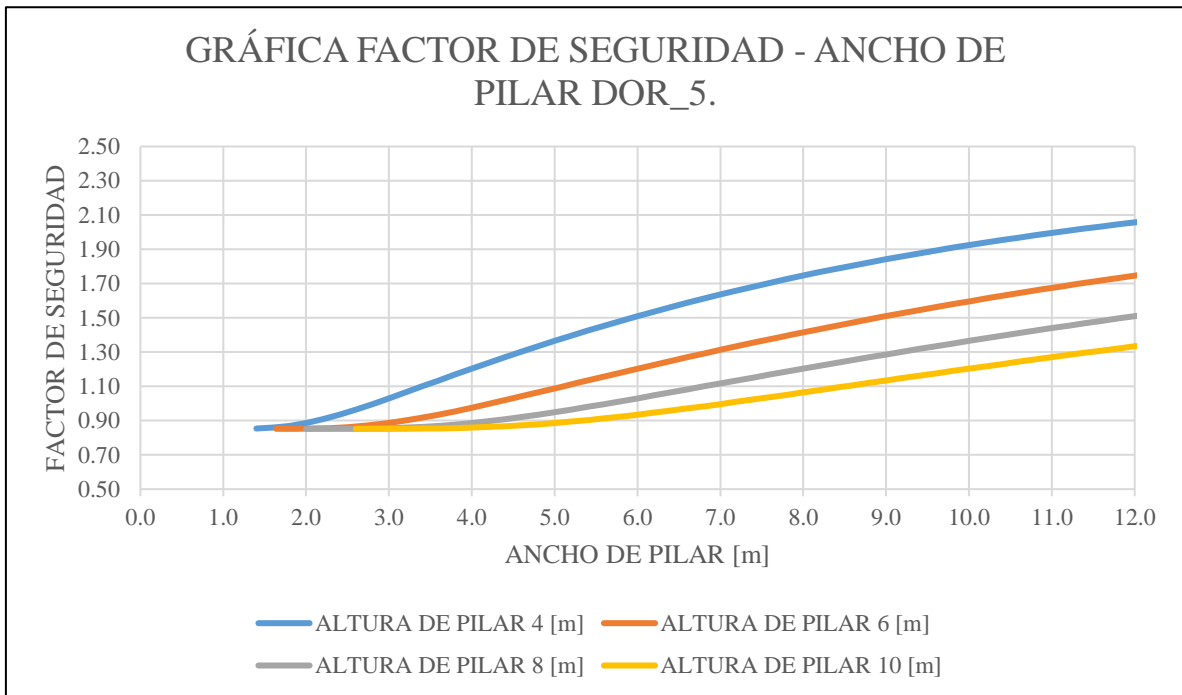
**Figura 8-29: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque MAG\_1.**



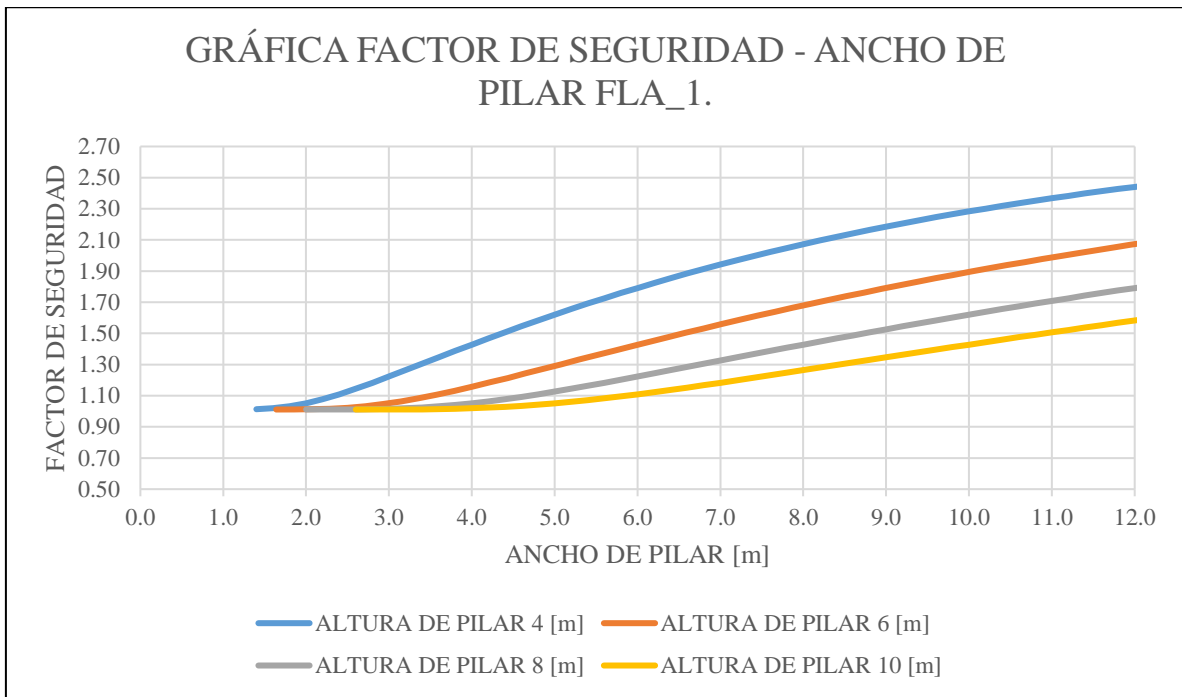
**Figura 8-30: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque ESC\_1.**



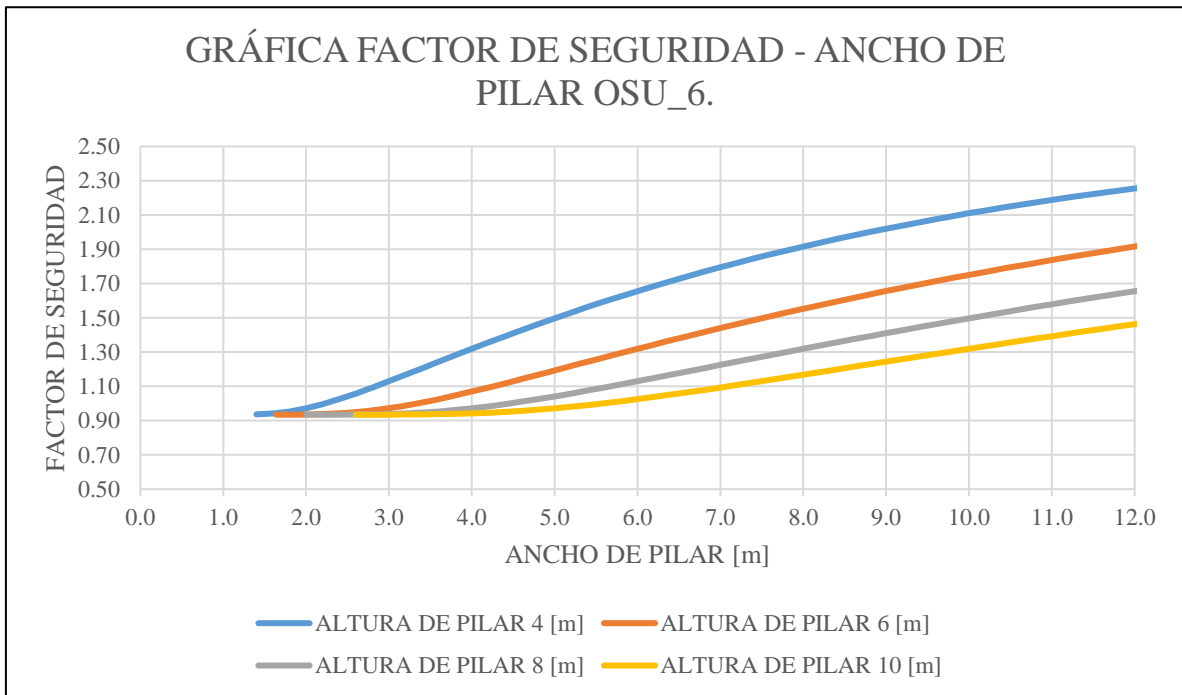
**Figura 8-31: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque ESC\_3.**



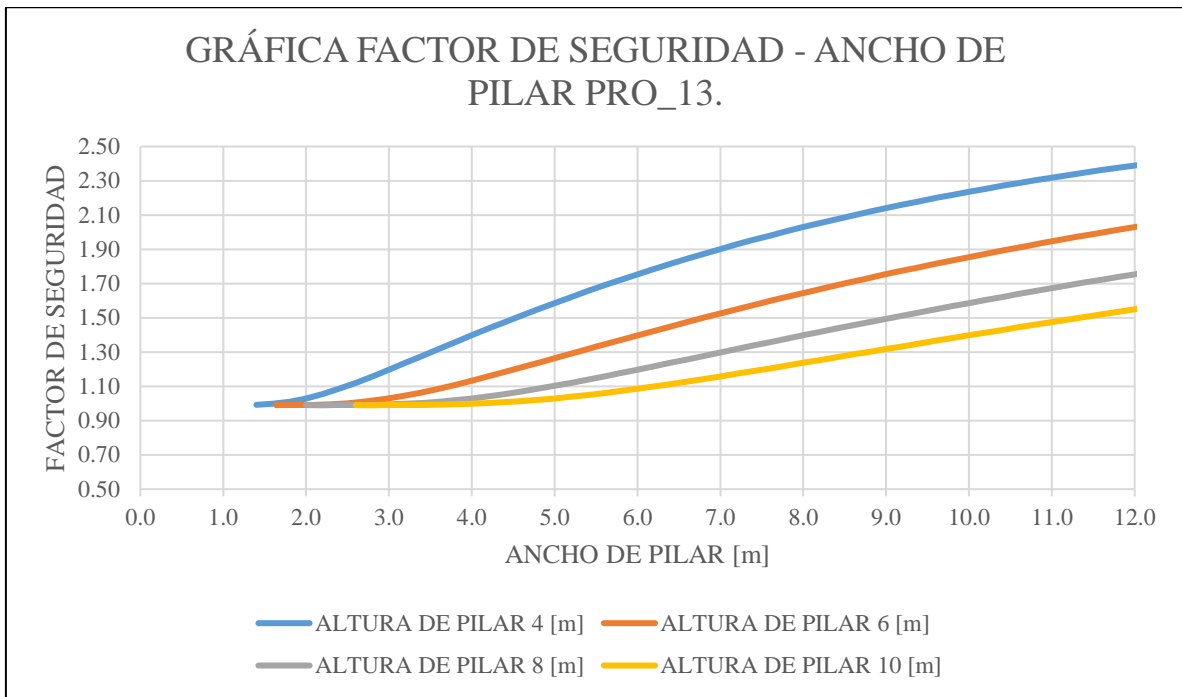
**Figura 8-32: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque DOR\_5.**



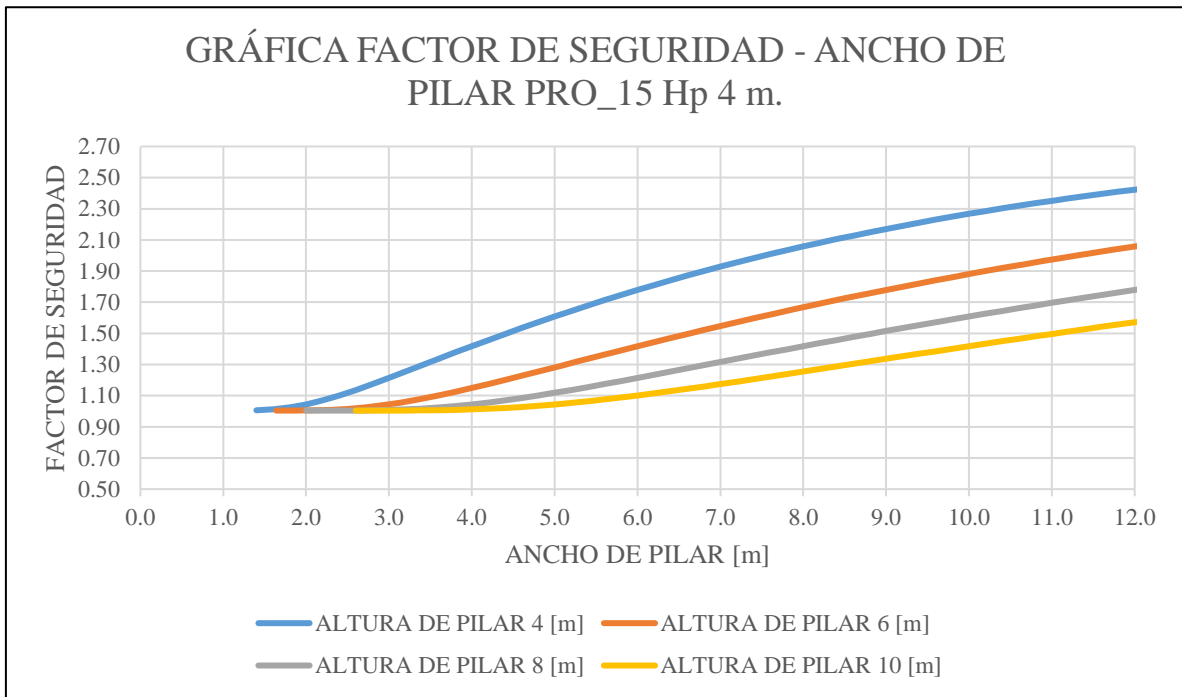
**Figura 8-33: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque FLA\_1.**



**Figura 8-34: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque OSU\_6.**



**Figura 8-35: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque PRO\_13.**



**Figura 8-36: Gráfica Factor de seguridad – Ancho de pilar, bloque PRO\_15.**