

OPTIMIZACIÓN DE DISEÑO DE CASERONES MEDIANTE LA HERRAMIENTA MSO DE DATAMINE

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL EN MINAS

SEBASTIAN IGNACIO PARADA OLIVAS

PROFESOR GUIA:

CRISTIAN SANCHEZ

DOCENTES REVISORES:

REGINA TOLOZA

FERNANDO NORAMBUENA

SANTIAGO DE CHILE

2020

Resumen

En el presente trabajo se desarrolla un estudio del tipo ingeniería de perfil, en base a un yacimiento otorgado por Datamine Software. El estudio contempla la selección del método de explotación idóneo para las características del yacimiento, posteriormente se diseñará los caserones utilizando la herramienta MSO de StudioUG, caserones que serán evaluados con métodos empíricos de análisis de estabilidad de caserones (particularmente el método propuesto por Mawdesley), posteriormente se utilizará el software de análisis de elementos finitos RS2 de Rocscience para analizar el caserón menos estable (peor caso) con el fin de validar la estabilidad de los caserones. Una vez validado el diseño de los caserones se realizará un diseño de mina utilizando StudioUG, junto a un plan Life of Mine con una tasa de producción año a año para finalmente analizar del punto de vista económico el diseño y plan propuestos y así determinar su factibilidad.

Abstract

In this work, a profile engineering type study is carried out, based on a deposit granted by Datamine Software. The study contemplates the selection of the ideal exploitation method for the characteristics of the deposit, later the stopes will be designed using the MSO tool of StudioUG, stopes that will be evaluated with empirical methods of analysis of stability of stopes (particularly the method proposed by Mawdesley). Subsequently, the Rocscience RS2 finite element analysis software will be used to analyze the least stable stope (worst case) in order to validate the stability of the stopes. Once the design of the stopes has been validated, a mine design will be carried out using StudioUG, together with a Life of Mine plan with a production rate from year to year to finally analyze from the economic point of view the proposed design and plan and thus determine its feasibility.

Tabla de Contenidos

1. Introducción	9
1.1. Motivación	9
1.2. Objetivo general.....	9
1.3. Objetivos específicos	9
1.4. Alcances.....	10
1.5. Metodología	10
2. Marco teórico	11
2.1. Cut and Fill	11
2.1.1. Tipos de relleno.....	12
2.2. Selección del método de explotación.....	13
2.3. Parámetros geomecánicos.....	15
2.3.1. RQD	15
2.3.2. RMR.....	16
2.3.3. Tiempo de autosoporte.....	17
2.3.4. Q de Barton (1974)	18
2.4. Métodos empíricos para el cálculo de estabilidad de caserones	19
Mathews et al. (1981)	19
Radio hidráulico (RH).....	20
Número de estabilidad (N).....	20
Potvin (1988)	23
Mawdesley (2001)	25
2.5. RS2 (Rocscience).....	26
2.6. StudioUG (Datamine)	27
2.6.1. Descripción de Herramienta MSO (Datamine).....	27
2.6.2. Cómo funciona MSO	27
2.7. Ritmo de producción.....	29
3. Antecedentes generales	29
3.1. Geología.....	29
3.2. Fallas en el yacimiento.....	32
3.3. Datos del yacimiento.....	33
3.4. Método de explotación.....	35
3.4.1. Metodología de Nicholas	35
3.5. Geomecánica.....	36
4. Estabilidad del caserón.....	37
Factor A	38
Factor B.....	40
Factor C	41
Número de estabilidad N	42
4.1. Resultados	43
4.2. Tiempo de autosoporte.....	44
4.3. Análisis en RS2.....	45

5. Diseño de mina	48
5.1. Diseño de caserones.....	48
5.2. Secuencia de extracción.....	49
5.3. Diseño de labores.....	50
6. Planificación	54
6.1. Plan desarrollo	54
6.2. Plan producción	54
6.2.1. Ritmo de producción.....	54
6.2.2. Plan LOM.....	55
6.3. Dimensionamiento de equipos.....	56
6.3.1. Equipos de carguío.....	56
6.3.2. Equipos de Transporte	57
6.3.3. Equipos de perforación	59
6.4. Costos.....	60
6.4.1. Costos operacionales.....	60
6.4.2. Inversión de capital	61
7. Análisis económico	63
7.1. Precio del oro	63
7.2. Flujo de caja.....	64
7.3. Análisis de sensibilidad.....	65
7.3.1. Análisis CAPEX, OPEX, Precio vs VAN	66
7.3.2. Análisis ritmo de producción vs VAN.....	67
8. Resultados y discusión	68
9. Bibliografía	69
10. Anexos	71
11. Glosario.....	81

Índice de Tablas

Tabla 1 Tabla de puntajes para clasificación de RMR de Bieniawski (1989).....	16
Tabla 2 Valorización del parámetro Q propuesto por Barton (1974).	18
Tabla 3 Modificaciones al gráfico de estabilidad. Modificado de Suorineni (2010).....	19
Tabla 4 Puntaje según método de explotación con metodología de Nicholas. Elaboración propia.	35
Tabla 5 Parámetros geomecánicos para el cálculo de RMR de Bieniawski (1989). Elaboración propia.	36
Tabla 6 Parámetros geomecánicos para el cálculo de Q de Barton (1974). Elaboración propia..	36
Tabla 7 Valores de "C" para las paredes del caserón. Elaboración propia.	42
Tabla 8 Valores de N para las paredes del caserón. Elaboración propia.	42
Tabla 9 Datos de labores de mina a desarrollar obtenidos del diseño de mina propuesto. Elaboración propia.	50
Tabla 10 Metros de desarrollos para cada labor y año. Elaboración propia.	54
Tabla 11 Detalle producción LOM. Elaboración propia.	55
Tabla 12 Parámetros de rendimiento equipo scoop de 4 ton. Elaboración propia.....	57
Tabla 13 Parámetros de rendimiento Camión de bajo perfil 22 ton. Elaboración propia.....	58
Tabla 14 Costos operacionales por tonelada de mineral. Elaboración propia.	60
Tabla 15 Inversión estimada en equipos para el proyecto. Elaboración propia.....	61
Tabla 16 Inversión en desarrollos de mina. Elaboración propia.....	62
Tabla 17 Inversión de capital para el proyecto. Elaboración propia.....	62
Tabla 18 Flujo de caja detallado del proyecto. Elaboración Propia.	65
Tabla 19 Valores de CAPEX, OPEX y Precio de oro utilizados en análisis. Elaboración propia.	66

Índice de Figuras

Figura 1 Explotación de mineral horizontal y vertical. Modificado de Universidad Nacional del Altiplano (1999).....	11
Figura 2 Puntajes según parámetros del yacimiento. Modificado de Nicholas (1981).	13
Figura 3 Puntajes según parámetros del bloque colgante. Modificado de Nicholas (1981).....	13
Figura 4 Puntajes según parámetros del mineral. Modificado de Nicholas (1981).....	14
Figura 5 Puntajes según parámetros del bloque yacente. Modificado de Nicholas (1981).....	14
Figura 6 Procedimiento de medición y cálculo de RQD. Modificado de Deere D. U. y Deere D. W.(1988).	15
Figura 7 Tiempo de autosoporte vs luz de túnel. Modificado de Hutchinson y Diederichs (1996)	17
Figura 8 Gráfico de estabilidad de Mathews, Modificado de Stewart (1995).....	20
Figura 9 Factores de ajuste para la determinación del número de estabilidad N de Mathews, Modificado de Mawdesley (2001).....	21
Figura 10 Curvas de Stewart y Forsyth para estimación de esfuerzos inducidos en techo. Recuperado de Stewart y Forsyth (1995).....	22
Figura 11 Curvas de Stewart y Forsyth para estimación de esfuerzos inducidos en paredes. Recuperado de Stewart y Forsyth (1995).....	22
Figura 12 Gráfico de estabilidad modificado. Modificado de Potvin (1988).....	23
Figura 13 Factor de esfuerzo A para valores de σ_c/σ_l por Potvin en 1988. Modificado de Hoek et al (1995).....	23
Figura 14 Factor de ajuste B por Potvin en 1988. Modificado de Hoek, et al (1995).....	24
Figura 15 Factor de ajuste C para caída gravitacional y deslizamiento por Potvin en 1988. Modificado de Hoek et al (1995).....	24
Figura 16 Gráfico de estabilidad extendido, Mawdesley. Modificado de Mawdesley et al (2001).	25
Figura 17 Simulación generada con RS2. Recuperado de sitio oficial RS2.....	26
Figura 18 Funcionamiento del método de cortes. Extraído de manual MSO (StudioUG).....	28
Figura 19 Funcionamiento del método de prisma (vista vertical). Extraído de manual MSO (StudioUG).....	28
Figura 20 Pozos y veta con vista norte (StudioUG). Elaboración propia.....	30
Figura 21 Pozos y veta con vista planta (StudioUG). Elaboración propia	30
Figura 22 Pozos y veta con vista este (StudioUG). Elaboración propia.....	31
Figura 23 Estructuras cercanas al cuerpo mineral (StudioUG). Vista planta. Elaboración propia.	32
Figura 24 Veta con leyenda de contenido de oro (g/ton) (StudioUG). Vista planta. Elaboración propia.	33
Figura 25 Veta con leyenda de contenido de oro (g/ton) (StudioUG). Vista norte. Elaboración propia.	33
Figura 26 Forma de caserón en estudio. Elaboración propia.....	37
Figura 27 Cálculo de σ_c/σ_l de techo en gráfico de Stewart y Forsyth. Modificado de Stewart y Forsyth (1995).....	38

Figura 28 Cálculo de σ_c/σ_i de paredes en gráfico de Stewart y Forsyth. Modificado de Stewart y Forsyth (1995).....	39
Figura 29 Cálculo de factor A para techo en gráfico de Mathews (año). Modificado de Mawdesley (2001)	40
Figura 30 Red de Schmidt con planos de las paredes y la falla (Stereonet). Elaboración propia.	40
Figura 31 Cálculo de factor B según Mathews para las paredes del caserón. Modificado de Mawdesley (2001).	41
Figura 32 Cálculo de factor C para las paredes del caserón. Modificado de Mawdesley (2001).	41
Figura 33 Estabilidad de paredes del caserón representadas en gráfico de Mawdesley. Modificado de Mawdesley et al (2001).	43
Figura 34 Cálculo del tiempo de autosoporte el caserón. Modificado de Hutchinson y Diederichs (1996).....	44
Figura 35 Representación de σ_1 en caserón individual (RS2). Elaboración propia.	45
Figura 36 Representación de σ_3 en caserón individual (RS2). Elaboración propia.	46
Figura 37 Representación de Strength Factor en caserón individual (RS2). Elaboración propia.	47
Figura 38 Diseño de caserones optimizado mediante MSO (StudioUG). Elaboración propia....	48
Figura 39 Área de perforación de un equipo jumbo en un caserón con paredes a 34°. Elaboración propia.	49
Figura 40 Secuencia de producción de los caserones (vista de perfil NS). Elaboración propia...	50
Figura 41 Diseño de mina vista planta (StudioUG). Elaboración propia.	51
Figura 42 Diseño de mina vista norte (StudioUG). Elaboración propia.	51
Figura 43 Diseño de mina vista este (StudioUG). Elaboración propia.....	52
Figura 44 Diseño de las galerías pivotе para acceso a los niveles. Elaboración propia	53
Figura 45 Equipo Scoop ST2G de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.....	56
Figura 46 Camión minero MT2200 de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.....	58
Figura 47 Equipo Boomer T1 de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.....	59

Índice de Gráficos

Gráfico 1 Curva tonelaje vs ley del yacimiento. Elaboración propia.	34
Gráfico 2 Plan de producción anual. Elaboración propia.	55
Gráfico 3 Precio del oro en los últimos 2 años. Datos obtenidos de es.investing.com.....	63
Gráfico 4 Flujo de caja de proyecto. Elaboración propia	64
Gráfico 5 Precio de oro vs VAN. Elaboración propia.	66
Gráfico 6 Ritmo de producción vs VAN. Elaboración propia.....	67

Índice de Anexos

Anexo 1 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hoek et al (1995).....	71
Anexo 2 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hoek et al (1995).....	72
Anexo 3 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hoek et al (1995).....	73
Anexo 4 Resultados de cálculo selección de método de explotación según metodología de Nicholas. Elaboración propia.....	74
Anexo 5 Resultados de cálculo de RMR para pared colgante.....	75
Anexo 6 Resultados de cálculo de RMR para mineral.	75
Anexo 7 Resultados de cálculo de RMR para pared yacente. Elaboración propia.....	75
Anexo 8 Valores utilizados para simulación con software RS2 de Rocscience.....	76
Anexo 9 Representación de desplazamiento total en caserón individual (RS2). Elaboración propia.	76
Anexo 10 Representación de σ_1 en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.....	77
Anexo 11 Representación de σ_3 en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.....	77
Anexo 12 Representación de desplazamiento total en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.	78
Anexo 13 Representación de Strength Factor en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.	78
Anexo 14 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 219 tpd. Elaboración propia.	79
Anexo 15 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 249 tpd. Elaboración propia.	79
Anexo 16 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 301 tpd. Elaboración propia.	80
Anexo 17 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 329 tpd. Elaboración propia.	80

1. Introducción

El diseño de caserones para una mina subterránea mediante herramientas computacionales es un proceso iterativo, donde es posible estudiar y analizar distintos escenarios en función de variables económicas como la ley de corte y el precio de los metales de interés, entre otros. Para realizar esta tarea, la herramienta MSO de Datamine permite realizar el diseño de los caserones de manera dinámica, por lo que el presente proyecto de título buscará aplicar las funcionalidades de la herramienta como oportunidad para el logro de la optimización de los caserones en el diseño de una mina, incluyendo además el Plan de extracción sustentado por un análisis técnico económico de éste.

1.1. Motivación

La principal motivación de esta memoria es estudiar, analizar y poner a prueba la herramienta proporcionada por Datamine, realizando un diseño factible de caserones en términos técnicos y económicos.

1.2. Objetivo general

Crear una propuesta de diseño de mina utilizando los caserones optimizados por la herramienta MSO.

1.3. Objetivos específicos

- Identificar los parámetros mínimos necesarios para el diseño de caserones.
- Definir el método de explotación del caso de estudio.
- Calcular estabilidad de caserones mediante métodos empíricos y simulación por software.
- Analizar la forma de los caserones obtenido.
- Diseñar las labores de la mina.
- Realizar un plan minero LOM.
- Realizar estudio técnico-económico del diseño de mina a nivel de perfil.

1.4. Alcances

- El trabajo general será del tipo ingeniería de perfil.
- Por confidencialidad, se trabajará con los datos de un yacimiento conocido, autorizados por Datamine.
- El diseño de los caserones se obtendrá con el uso de la herramienta MSO.
- El diseño de la mina se realizará en base a los resultados geomecánicos obtenidos.
- El método y secuencia de extracción serán en base a las características del yacimiento.
- La planificación minera será de largo plazo.
- El análisis económico se sustentará en datos obtenidos de proyectos similares al yacimiento en estudio.

1.5. Metodología

Para la realización de este estudio, se utilizará el software para minería subterránea conocido como Studio UG, proporcionado por Datamine Software. A continuación, se enumeran las etapas por realizar.

1. Revisión bibliográfica.
2. Análisis de las características del yacimiento
3. Definición del método de explotación.
4. Modelado de caserones utilizando la herramienta MSO.
5. Validación geomecánica de los caserones obtenidos mediante métodos empíricos y software RS2.
6. Diseño de mina utilizando el software Studio UG
7. Realización del plan minero a largo plazo.
8. Evaluación económica del plan minero LOM.
9. Conclusiones.

2. Marco teórico

2.1. Cut and Fill

El método de cut and fill (corte y relleno), es un método en el cual se extraen tajadas de forma horizontal del cuerpo de interés económico, comenzando tradicionalmente desde el fondo del cuerpo mineralizado avanzando de tajada en tajada en forma ascendente. Una vez extraída una tajada por completo, se rellena la tajada casi por completo para que sirva como soporte de las paredes como también piso para extraer la siguiente tajada. El relleno utilizado puede ser seco (estéril) o puede ser relleno hidráulicos, transportados por gravedad a través de cañerías. La siguiente figura muestra primero el arranque de mineral con perforación horizontal y por último el arranque de mineral con perforación vertical.

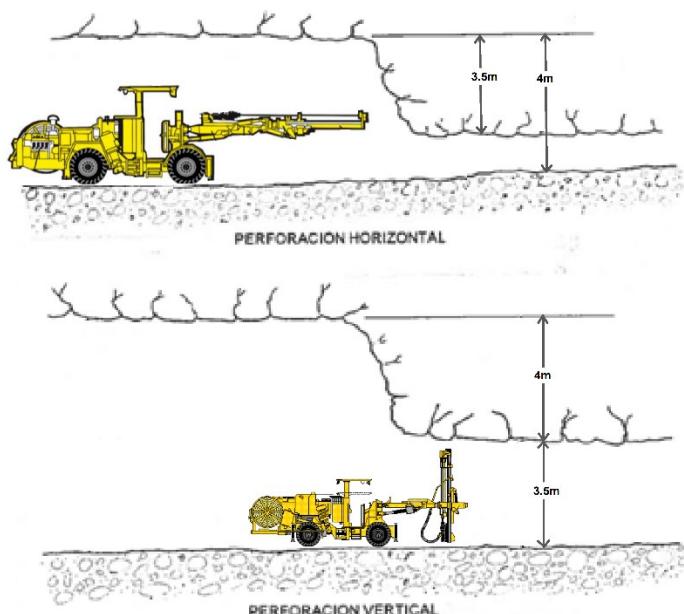


Figura 1 Explotación de mineral horizontal y vertical. Modificado de Universidad Nacional del Altiplano (1999).

Este método de explotación es utilizado en yacimientos con roca de baja competencia, dentro de sus ventajas se encuentra que permite una alta recuperación del mineral ($>90\%$) y una baja dilución (2-5%). Se caracteriza por ser un método con un alto costo de mina, entre 40 a 120 US\$/ton junto a una baja productividad.

Con este método de explotación es posible explotar más de un nivel a la vez con un mayor costo realizando losas cementadas para soportar el relleno de los niveles superiores. Comúnmente se explota en varios niveles cuando el yacimiento permite separarlos en secciones de 100 o más, la ventaja de producir de esta forma está en poder explotar la mina en menor tiempo junto a un menor periodo de preproducción.

Debido a que este método se aplica en mayor parte a cuerpos con una roca encajante poco competente, es común realizar una fortificación de las paredes, mientras que para el techo se utiliza una fortificación semi-permanente como pernos y/o malla.

2.1.1. Tipos de relleno

Para el método de cut and fill se pueden utilizar distintos tipos de relleno, se pueden clasificar principalmente en:

Relleno seco

El relleno seco corresponde al relleno que no contiene agua, destaca por ser económico y se pueden usar distintos materiales, ripios de lixiviación, material estéril, grava natural, entre otros. Una de sus ventajas es que disminuye la cantidad de estéril en la superficie y entre sus desventajas están lo laborioso del método y que suele dejar un piso poco uniforme lo que genera dilución de mineral.

Relleno hidráulico

El relleno hidráulico consiste en pulpas (de alta densidad) de relaves transportadas mediante tuberías hacia las labores subterráneas, utilizando bombas o por gravedad. Se puede adicionar cemento en la última capa para reducir dilución durante el carguío de mineral. Ofrece ventajas sobre el relleno seco:

- Más rápido, económico y eficiente.
- Se nivela por gravedad
- Relaves se consiguen de forma gratuita.

Relleno hidroneumático

Similar al relleno hidráulico, conteniendo material estéril chancado y puede mezclarse con cemento y agua, se transporta en tuberías con diámetro adecuado mediante bombas neumáticas.

2.2. Selección del método de explotación

La metodología de Nicholas (1981) permite obtener una orientación para determinar el método de explotación correcto para un yacimiento, este método determina el mejor método de explotación utilizando puntajes para cada método.

Los puntajes se obtienen de 4 tablas, la figura 2 corresponde a la tabla de puntajes de los parámetros del yacimiento en general, la figura 3 a los puntajes del bloque colgante, la figura 4 a los puntajes del mineral y, por último, la figura 5 los puntajes para el bloque yacente.

Mining method	General shape			Ore thickness				Ore plunge			Grade distribution		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open pit	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and fill	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square set	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3
	M = Massive			N = Narrow				F = Flat			U = Uniform		
	T/P = Tabular or platy			I = Intermediate				I = Intermediate			G = Gradational		
	I = Irregular			T = Thick				S = Steep			E = Erratic		
	VT = Very thick												

Figura 2 Puntajes según parámetros del yacimiento. Modificado de Nicholas (1981).

Mining method	Rock substance strength			Fracture spacing				Fracture strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stoping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Figura 3 Puntajes según parámetros del bloque colgante. Modificado de Nicholas (1981).

Mining method	Rock substance strength			Fracture spacing				Fracture strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stoping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and fill	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Figura 4 Puntajes según parámetros del mineral. Modificado de Nicholas (1981).

Mining method	Rock substance strength			Fracture spacing				Fracture strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and fill	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Figura 5 Puntajes según parámetros del bloque yacente. Modificado de Nicholas (1981).

Donde:

W: Weak (débil)

VC: Very Close (muy cerradas)

M: Moderate (moderado)

C: Close (cerradas)

S: Strong (fuerte)

VW: Very Weak (muy débil)

Los métodos sugeridos utilizando esta metodología corresponden a los métodos con mayor puntaje sumando los puntos de las 4 tablas descritas. Es importante considerar esta metodología como orientativa. Luego de señalados los métodos principales se debe discriminar su uso según viabilidad técnica y económica.

2.3. Parámetros geomecánicos

Para el análisis geomecánico planeado en este trabajo, es necesario utilizar parámetros que permiten la clasificación de un macizo rocoso, para el presente estudio es necesario utilizar los índices RQD (Deere et al. 1967), RMR (Bieniawski 1989) y Q (Barton 1974) para el análisis geomecánico de la mina. A continuación, se describen los parámetros mencionados.

2.3.1. RQD

El índice RQD (*Rock Quality Designation*) es desarrollado por Deere (Deere et al. 1967) para proveer una estimación de la calidad de un macizo rocoso. Este índice es utilizado en los sistemas de clasificación geomecánicos Q de Barton (1974) y RMR de Bieniawski (1989).

Se define el índice RQD como el porcentaje de tramos de muestras intactas con largo >100mm respecto al largo total del sondaje. A continuación, la figura 6 contiene un ejemplo de cómo se determina el valor de RQD para un sondaje.

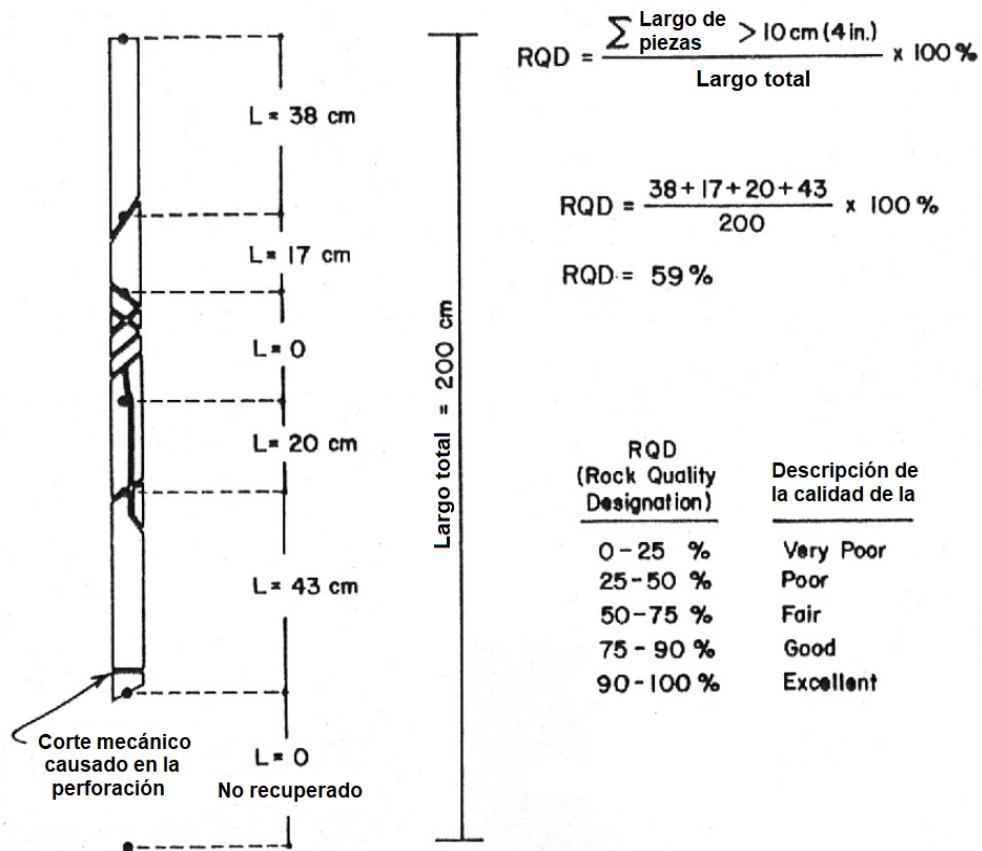


Figura 6 Procedimiento de medición y cálculo de RQD. Modificado de Deere D. U. y Deere D. W.(1988).

2.3.2. RMR

El índice RMR (*Rock Mass Rating*) fue desarrollado por Bieniawski (1973), luego modificado en 1976, 1979, 1984 y 1989. Este último es conocido como RMR₈₉ y está basado en los siguientes 6 parámetros:

1. Resistencia de la roca intacta (UCS).
2. RQD.
3. Espaciamiento entre juntas.
4. Condición de juntas.
 - Resistencia
 - Apertura
 - Rugosidad
 - Relleno
 - Alteración
5. Condición del agua subterránea.
6. Orientación de las discontinuidades.

El macizo obtiene su puntuación de RMR con la suma del puntaje de cada uno de los 6 parámetros, a mayor puntuación, mayor es la competencia del macizo rocoso. A continuación, la tabla 1 contiene los puntajes para la determinación de RMR para un macizo rocoso.

CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALORACION
	VALOR ESTIMADO							
R. COMPRE UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)			
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)			
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)		
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)		
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod. Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)		
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			
ORIENTACION DE LAS JUNTAS	TUNELES	Muy favorable (0)	Favorables. (-2)	Medias (-5)	Desfavorable (-10)	Muy desfav. (-12)		
	CIMENTACIONES	Muy favorable (0)	Favorables. (-2)	Medias (-7)	Desfavorable (-15)	Muy desfav. (-25)		
	TALUDES	Muy favorable (0)	Favorables. (-5)	Medias (-25)	Desfavorable (-50)	Muy desfav. (-60)		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =								
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

Tabla 1 Tabla de puntajes para clasificación de RMR de Bieniawski (1989).

2.3.3. Tiempo de autosoporte

Bieniawski en 1989 propone un gráfico de luz de túnel vs tiempo de autosoporte, en la que según el RMR de la roca y el ancho del túnel (luz del túnel) se obtiene un tiempo estimado en el que va a colapsar el túnel sin soporte.

Esta estimación es útil para considerar el tiempo que se dispone para realizar la fortificación del túnel, tiene además fuera de los límites 2 zonas, la zona superior es la de colapso inmediato que indica que el túnel no es capaz de autosoportarse. La segunda zona (inferior) indica que el túnel no requiere fortificación y es capaz de autosoportarse. A continuación, la figura 7 contiene el gráfico propuesto por Bieniawski.

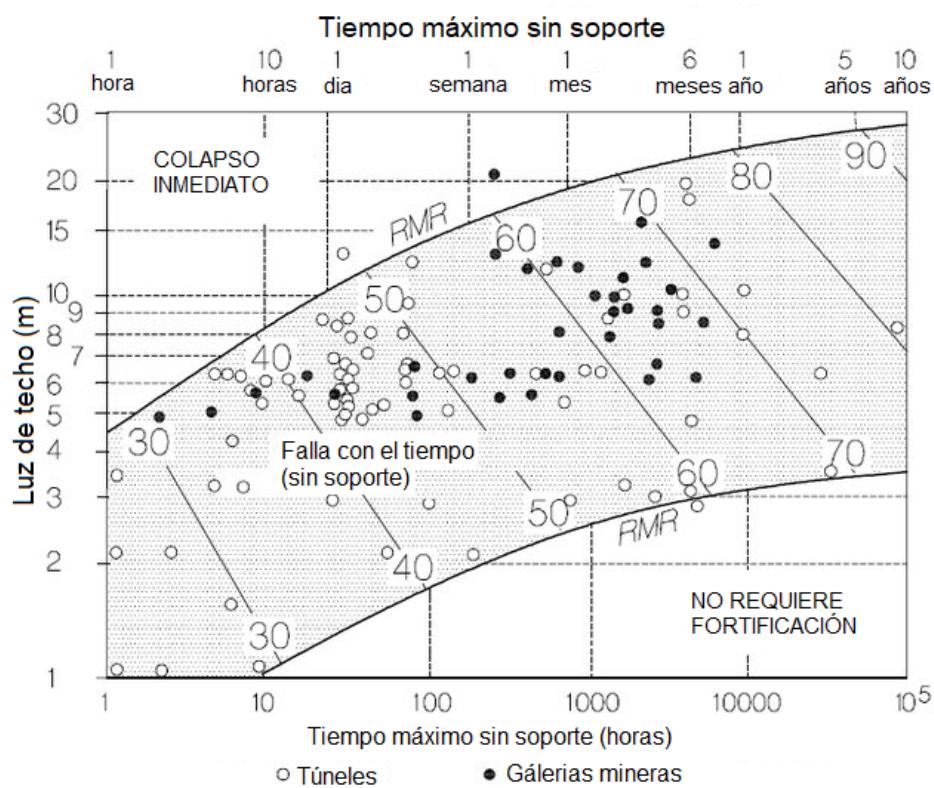


Figura 7 Tiempo de autosoporte vs luz de túnel. Modificado de Hutchinson y Diederichs (1996)

2.3.4. Q de Barton (1974)

En 1974 Barton et al. Propone un índice de calidad de túneles (Q) para determinar las características de un macizo rocoso y los requerimientos de soporte de un túnel. Se observa el cálculo del índice Q en la Ecuación 1 y a continuación los parámetros utilizados para el cálculo.

Ecuación 1

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

Donde:

- RQD (Rock Quality Designation).
- Jn Número de familias de juntas.
- Jr Rugosidad de las juntas.
- Ja Alteración de las juntas.
- Jw Agua en las juntas.
- SRF (Stress Reduction Factor).

RQD/Jn	Este coeficiente representa el tamaño de los bloques. Un valor rqd alto indica tamaños de bloque mayores, mientras que un valor alto de Jn representa mayor cantidad de juntas lo que disminuye la calidad del macizo
Jr/Ja	Este coeficiente representa la resistencia al corte de los bloques. Una mayor rugosidad representa una mayor resistencia en los bloques, por otro lado, una mayor alteración en las juntas disminuye la resistencia de los bloques.
Jw/SRF	Este coeficiente representa el estado tensional del macizo. Un valor alto de Jw indica una baja presión de agua lo que aumenta el valor de Q. Valores altos de SRF indican una peor calidad del macizo rocoso

Barton (1974) indica que los valores del índice Q varían en una escala logarítmica entre 0.001 y 1,000 y su interpretación se describe a continuación en la tabla 2.

Valor de Q	Clasificación de macizo rocoso
0.001 y 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 y 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 y 1	Roca muy mala
1 y 4	Roca mala
4 y 10	Roca media
10 y 40	Roca buena
40 y 100	Roca muy buena
100 y 400	Roca extremadamente buena
400 y 1000	Roca excepcionalmente buena

Tabla 2 Valorización del parámetro Q propuesto por Barton (1974).

2.4. Métodos empíricos para el cálculo de estabilidad de caserones

Históricamente se han propuesto varios modelos empíricos para calcular la estabilidad de los caserones, el cálculo de la estabilidad de un caserón se realiza estudiando pared a pared.

En este estudio se utilizará el método propuesto por Mawdesley (2001) el cual utiliza los parámetros de radio hidráulico (RH) y número de estabilidad (N) de Mathews (1981) que se verán más adelante.

La utilización de estos métodos permite definir de forma empírica las dimensiones que puede tener un caserón, buscando obtener la mayor recuperación y beneficio económico. A continuación, en la siguiente tabla se indican los principales desarrollos para los gráficos de estabilidad.

Periodo	Desarrollo
1980-1985	Introducción del gráfico de estabilidad: 26 casos históricos.
1985-1990	Calibración de los factores y zonas del gráfico de estabilidad.
1990-1995	Primera definición parcial estadística de zonas estable/no estable.
1995-2000	Redefinición de las zonas de transición. Segunda definición parcial estadística de zonas estable/ no estable. Primer análisis estadístico completo utilizando estadísticas de probabilidad bayesianas. Introducción del factor de falla.
2000-2005	Expansión de la base de datos a 400 casos. Segundo análisis estadístico completo utilizando regresión logística.
2005 a la fecha	Modelamiento numérico para validar el factor B

Tabla 3 Modificaciones al gráfico de estabilidad. Modificado de Suorineni (2010).

A continuación, los métodos para el cálculo de estabilidad de caserones propuestos por Mathews (1981), Potvin (1988) y Mawdesley (2001).

Mathews et al. (1981)

El primer modelo empírico fue propuesto por Mathews en 1981, en donde utilizó una base de datos de 26 casos de estudio para crear un gráfico en donde determina intuitivamente fronteras para separar 3 zonas:

- Zona estable.
- Zona estable con fortificación.
- Zona inestable en donde el caserón se hundirá.

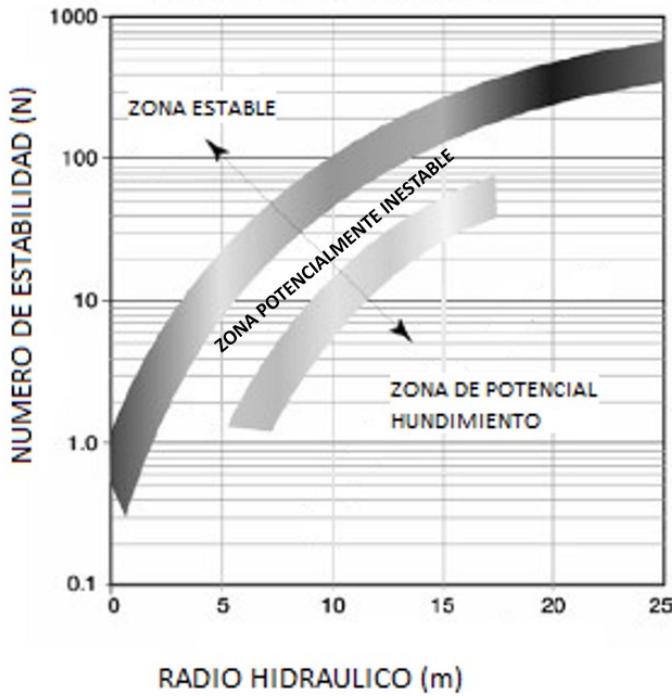


Figura 8 Gráfico de estabilidad de Mathews, Modificado de Stewart (1995).

Como se puede observar en el gráfico de la figura 8, Mathews utilizó 2 parámetros en su gráfico, Radio hidráulico (RH) y Número de estabilidad (N), descrito a continuación.

Radio hidráulico (RH)

El radio hidráulico (RH) o también Shape Factor (S) se define como: la razón entre área y perímetro de la sección estudiada. A continuación, la Ecuación 2 representa la fórmula para radio hidráulico.

$$\text{Ecuación 2} \quad \text{RH[m]} = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}}$$

Número de estabilidad (N)

Mathews (1981) propuso un número de estabilidad asociado a cada pared del caserón, este número está representado por el producto de los factores A, B, C y Q' utilizados en la Ecuación 3 y descritos a continuación.

$$\text{Ecuación 3} \quad N = Q' * A * B * C$$

Donde:

N: Número de estabilidad

Q': Modificado Tunneling Quality Index*(Q de Barton con SRF=1)

A: Factor de esfuerzo

B: Factor de orientación de las juntas

C: Factor de gravedad

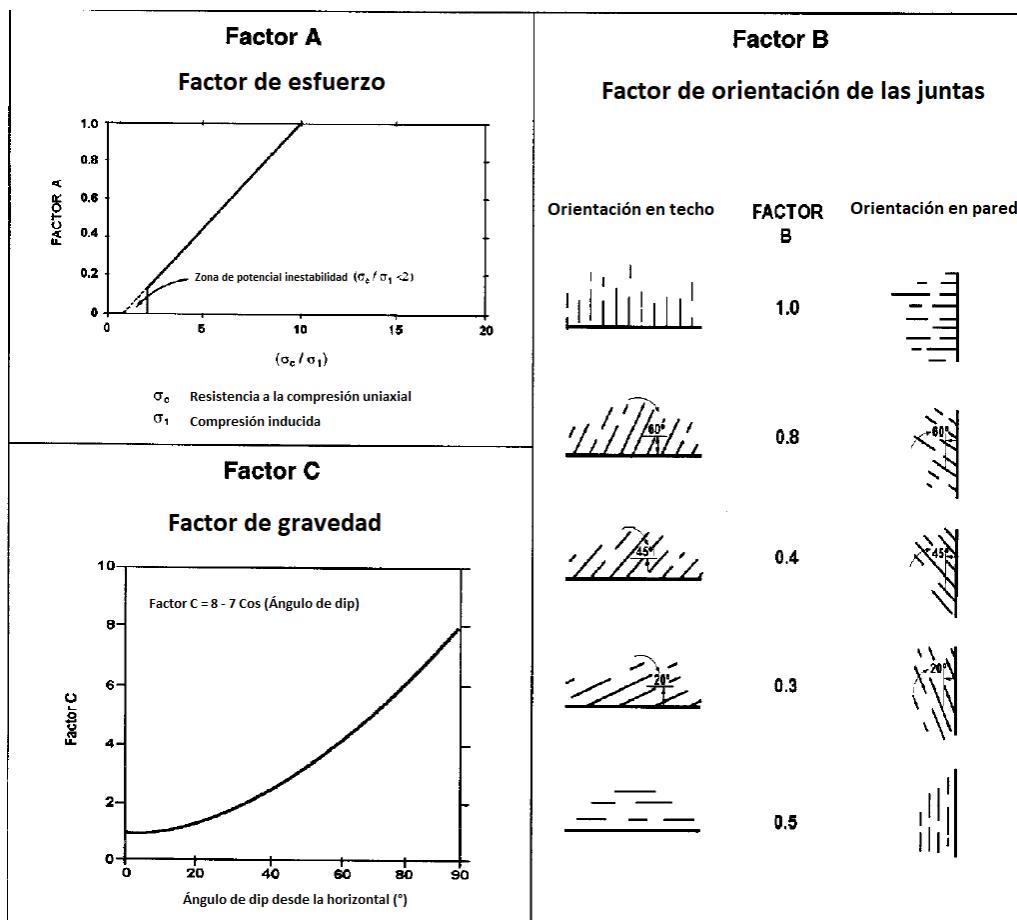


Figura 9 Factores de ajuste para la determinación del número de estabilidad N de Mathews, Modificado de

Mawdesley (2001).

Factor A: Es un ajuste que relaciona a la resistencia a compresión simple de la roca y el esfuerzo compresivo inducido. A continuación, se detalla el cálculo del factor A.

Factor B: Es un ajuste que relaciona la orientación de la pared del caserón frente a la orientación de la falla de la roca, la influencia de las fallas es mínima cuando son paralelas a la superficie del caserón y máxima cuando son perpendiculares a esta.

Factor C: El factor C es un factor de ajuste para los efectos de la gravedad y ángulo de la pared estudiada.

Para el cálculo del factor de A es necesario calcular el esfuerzo inducido en las paredes del caserón, valores que se puede obtener con las curvas de Stewart y Forsyth (1995), curvas que utilizan las relaciones entre las dimensiones del caserón y los esfuerzos inducidos. A continuación, las figuras 10 y 11 contienen las curvas de Stewart y Forsyth descritas.

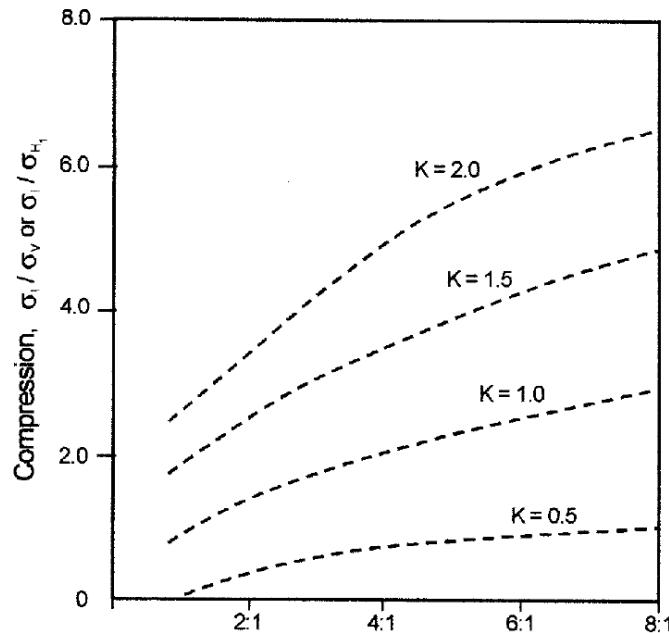


Figura 10 Curvas de Stewart y Forsyth para estimación de esfuerzos inducidos en techo. Recuperado de Stewart y Forsyth (1995).

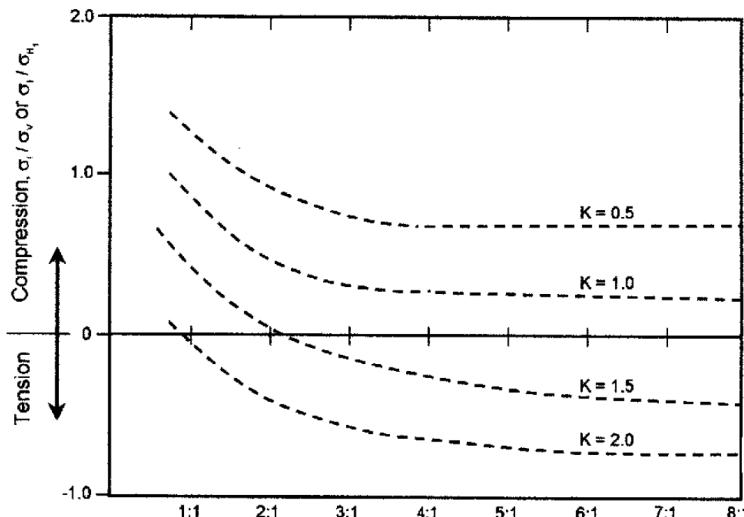


Figura 11 Curvas de Stewart y Forsyth para estimación de esfuerzos inducidos en paredes. Recuperado de Stewart y Forsyth (1995).

Potvin (1988)

Potvin en el año 1988 basado en 176 casos históricos sin soporte y 66 con soporte, propuso un gráfico de estabilidad modificado, en el cual al igual que Mathews (1981), utiliza el Radio hidráulico (RH) y una modificación del número de estabilidad "N". A continuación, en la figura 12 se muestra el gráfico de estabilidad de Potvin (1988) modificado.

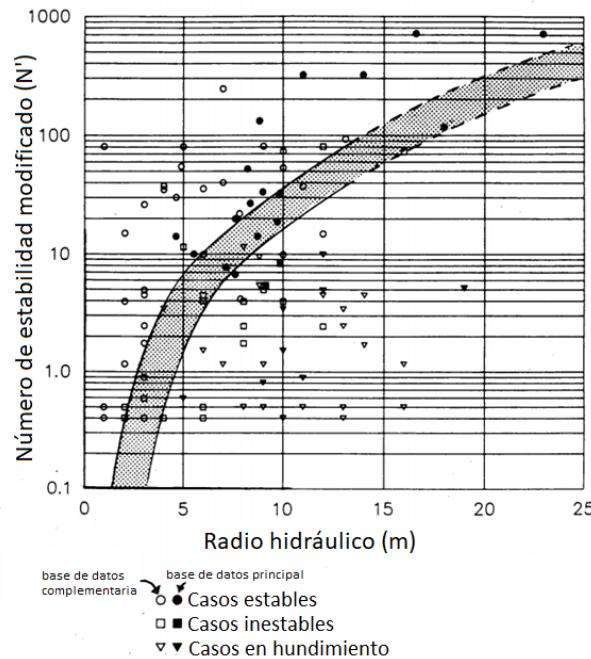


Figura 12 Gráfico de estabilidad modificado. Modificado de Potvin (1988).

Para el número de estabilidad modificado N' , Potvin (1988) propuso los siguientes gráficos para los factores de ajuste A, B, y C en las figuras 13, 14 y 15 respectivamente.

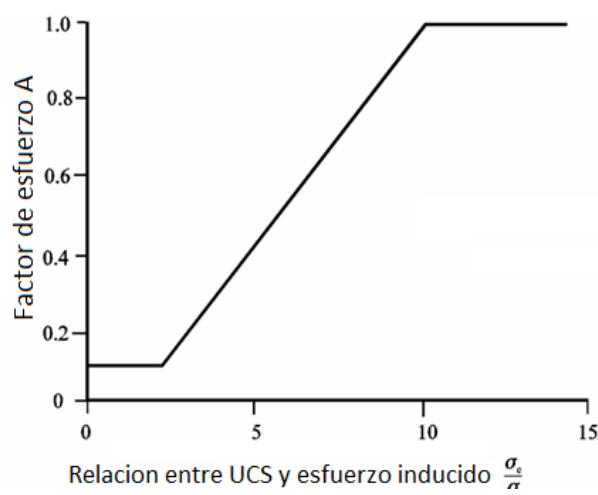


Figura 13 Factor de esfuerzo A para valores de σ_e/σ_1 por Potvin en 1988. Modificado de Hoek et al (1995).

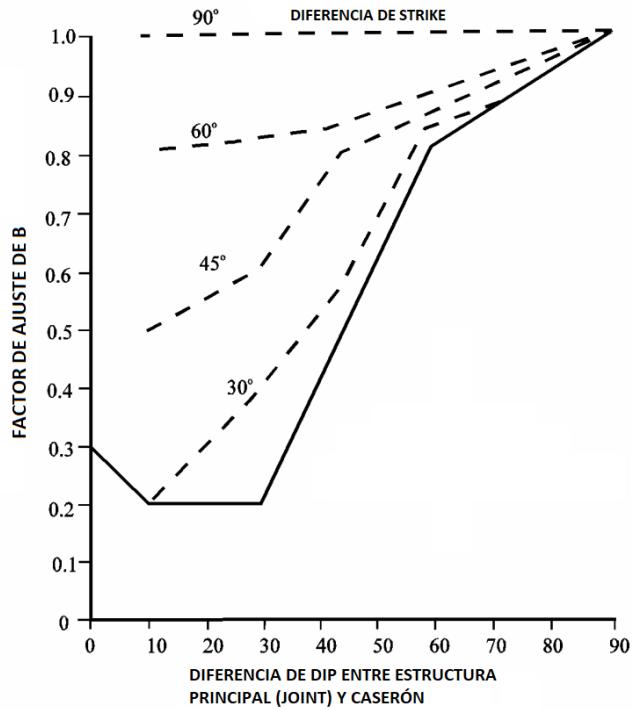


Figura 14 Factor de ajuste B por Potvin en 1988. Modificado de Hoek, et al (1995).

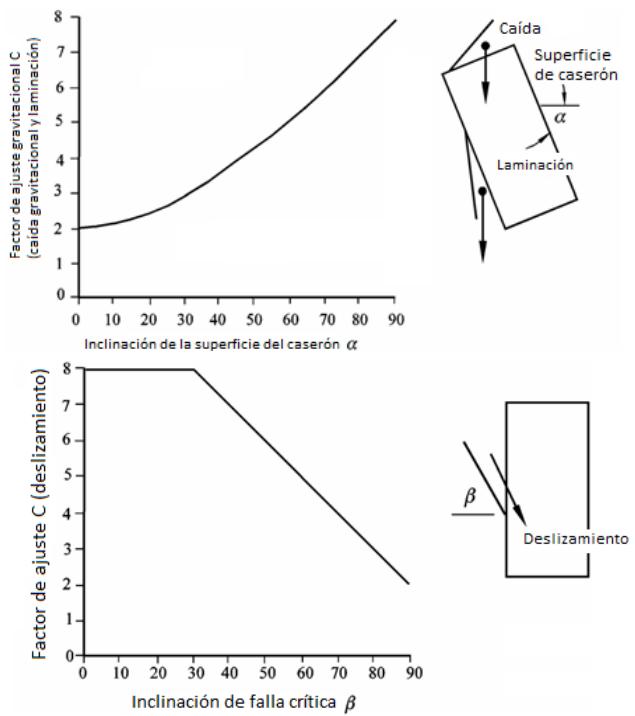


Figura 15 Factor de ajuste C para caída gravitacional y deslizamiento por Potvin en 1988. Modificado de Hoek et al (1995).

Mawdesley (2001)

Finalmente, Mawdesley utilizando una base de datos de 228 casos sin soporte y 168 casos con soporte, diseña un gráfico con menor incertidumbre y límites más definidos, lo cual lo ha convertido en un método empírico válido para el diseño de caserones.

A continuación, la figura 16 contiene el gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley (2001), el cuál será el método utilizado para evaluar la estabilidad de las paredes y techo del caserón

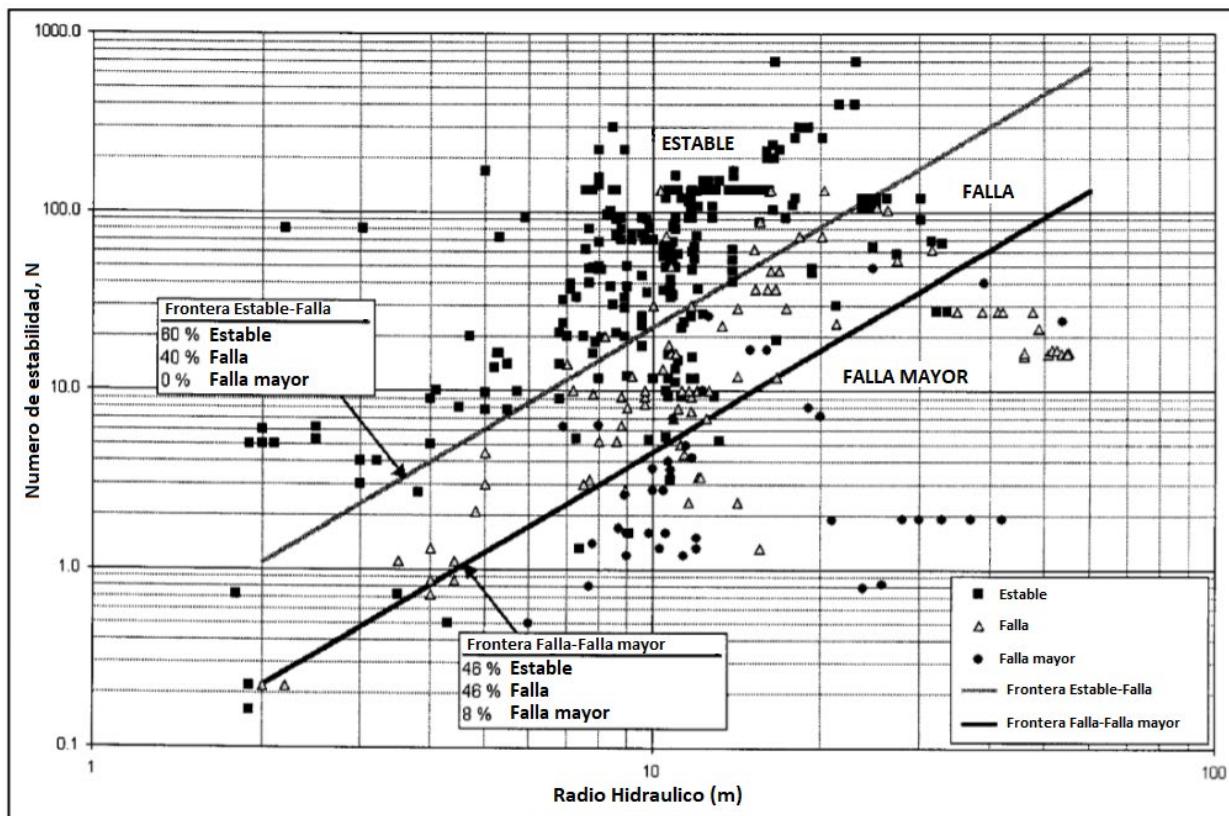


Figura 16 Gráfico de estabilidad extendido, Mawdesley. Modificado de Mawdesley et al (2001).

El método de Mawdesley (2001) es el que discriminará si un caserón es estable o no, se espera que el caserón propuesto sea estable y se represente sobre la frontera estable-falla del gráfico de Mawdesley.

2.5. RS2 (Rocscience)

RS2 (anteriormente Phase2) de Rocscience es un programa de elementos finitos en 2D de estructuras geotécnicas para aplicaciones civiles y mineras. Se puede utilizar para una amplia gama de proyectos de ingeniería permitiendo simular el comportamiento de rocas y fluidos. A continuación, la figura 17 contiene un ejemplo de simulación generada con RS2.

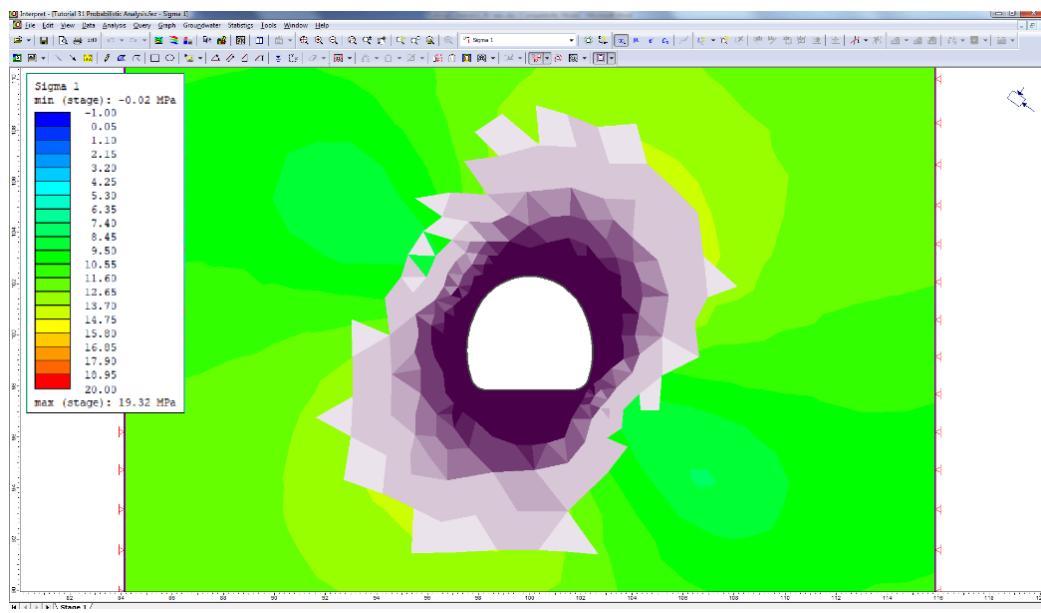


Figura 17 Simulación generada con RS2. Recuperado de sitio oficial RS2.

Una de las principales características de RS2 es el análisis con varios criterios de falla, incluidos Mohr-Coulomb y Hoek-Brown generalizado. Entre sus aplicaciones se encuentran:

Aplicaciones de suelo

- Estabilidad de taludes
- Filtración de agua subterránea
- Terraplenes / Presas
- Túnel de suelo blando
- Excavaciones de superficie
- Muro de contención
- Análisis dinámico

Aplicaciones de roca

- Túnel de roca
- Estabilidad de la pendiente de roca
- Excavaciones subterráneas
- Fortificación en roca
- Minería
- Roca articulada

2.6. StudioUG (Datamine)

StudioUG es la solución de Datamine para diseño, planificación y optimización de operaciones subterráneas, permite la carga y modificación de modelos de bloques, optimización de caserones (con MSO), diseñar los desarrollos de la mina y secuenciamiento de mina.

El principal software utilizado en este estudio es StudioUG, es utilizado para la visualización del modelo de bloques y sondajes, diseño de caserones, diseño de desarrollos de la mina y planificación de mina. La optimización de caserones es realizada con la herramienta MSO descrita a continuación.

2.6.1. Descripción de Herramienta MSO (Datamine)

La herramienta *Mine Shape Optimizer* (MSO) es utilizada para generar la forma, tamaño y ubicación óptimos de caserones en diseño de minas subterráneas, utilizando como entrada principal un modelo de bloque con sus respectivas leyes minerales o valores.

MSO realiza el trabajo que debe hacer un ingeniero para el diseño óptimo de los caserones de una mina, dado que cada yacimiento es diferente y se trata de un problema complejo de optimización geométrica. El procedimiento no es completamente automático y la correcta utilización de los parámetros y controles es crucial para la calidad de los resultados.

2.6.2. Cómo funciona MSO

MSO genera secciones para crear un wireframe que luego será evaluado en el modelo de bloques. MSO proporciona una forma de caserón que maximiza el valor de los recursos recuperados por encima de un límite, al mismo tiempo que atiende los parámetros prácticos de la minería como:

- Ancho de extracción mínimo y máximo
- Diluciones de pared anticipadas
- Ángulos de pared mínimos y máximos
- Distancias mínimas de separación entre caserones paralelos.

MSO dispone de dos métodos de optimización:

- **Un "Método de cortes" (Slice)** que genera y evalúa cortes finos en las zonas mineralizadas que se agregan en forma de semillas (mirando todas las permutaciones posibles) que satisfacen las restricciones del caserón. El resultado es un conjunto de caserones restringidos a las limitaciones básicas del método de minería previsto.

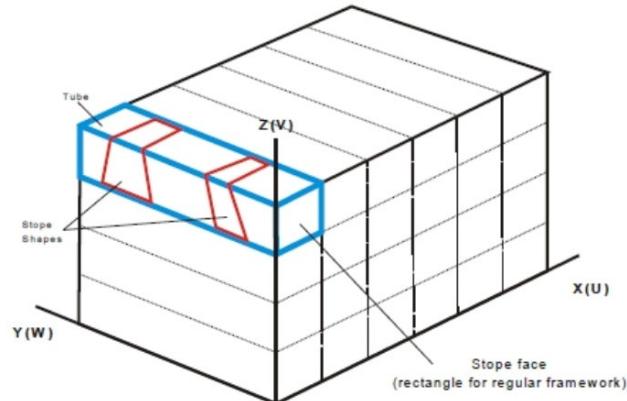


Figura 18 Funcionamiento del método de cortes. Extraído de manual MSO (StudioUG).

- **Un "Método de prisma" (Prism)** que combina de manera óptima un conjunto de formas de una biblioteca de caserones dentro de regiones sin permitir la superposición de los caserones generados. Normalmente es aplicable a cuerpos masivos de mineral o depósitos anchos/gruesos cuyas cavidades tienden a diseñarse bloqueando el cuerpo mineral en un patrón de cuadrícula.

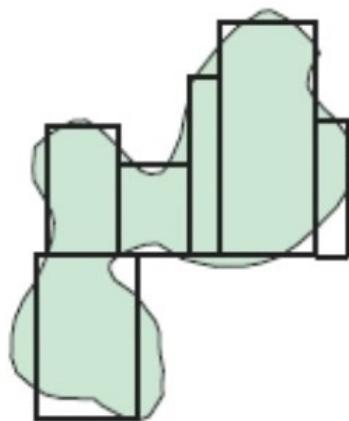


Figura 19 Funcionamiento del método de prisma (vista vertical). Extraído de manual MSO (StudioUG).

2.7. Ritmo de producción

Taylor el año propone una fórmula en la que utiliza las reservas de la mina para determinar el VOE (Vida Óptima de Explotación).

Ecuación 4

$$VOE = 0.2 * \sqrt[4]{Tonelaje} * (1 \pm 0.2)$$

El método considera un margen de $\pm 20\%$, lo que indica que el resultado es estimativo. En este estudio se utiliza esta metodología para determinar el ritmo de producción del proyecto.

Utilizando el VOE se determina el ritmo óptimo de producción considerando 365 días productivos por año, valor que también puede variar en un $\pm 20\%$.

3. Antecedentes generales

3.1. Geología

El cuerpo mineral estudiado en este trabajo forma parte del sistema de vetas Jacinto, se encuentra ubicada en las coordenadas 18 Q 254066 2352768. Se trata de una veta de cuarzo con mineralización aurífera que pertenece al sistema de vetas Jacinto, en la provincia de Camagüey. El yacimiento posee 83 pozos distribuidos en 20 perfiles con rumbo N30°E que conforman una malla de 25 x 25m que permiten delimitar la zona mineral.

El cuerpo mineral vetiforme posee con un rumbo promedio de N77°W y manteo hacia el SW en promedio de 37°. La potencia real de la veta va desde los 0,4m hasta los 16,7m siendo en promedio de 5,26m.

Los minerales presentes en la veta están dados por escasos sulfuros (pirita, calcopirita, esfalerita, galena, tetraedrita), oro y valores bajos para plata (promedio: 2,79 ppm). La más abundante es la pirita con muestras de hasta 7% mientras que el resto de sulfuros apenas aparecen en las muestras. La roca de caja es lava andesítica y los minerales de ganga más comunes son cuarzo y carbonato, entre los que predomina el primero.

El yacimiento tiene una profundidad vertical que llega hasta los 130m que va aproximadamente desde los -80 metros de elevación hasta los 50 metros de elevación. con un ancho máximo (a través de su rumbo) de 358m, su rumbo va desde S66°W hasta N44°W. A continuación, las figuras 20, 21 y 22 muestran con distintas vistas los sondajes y la veta del yacimiento en las vistas norte, planta y este respectivamente.

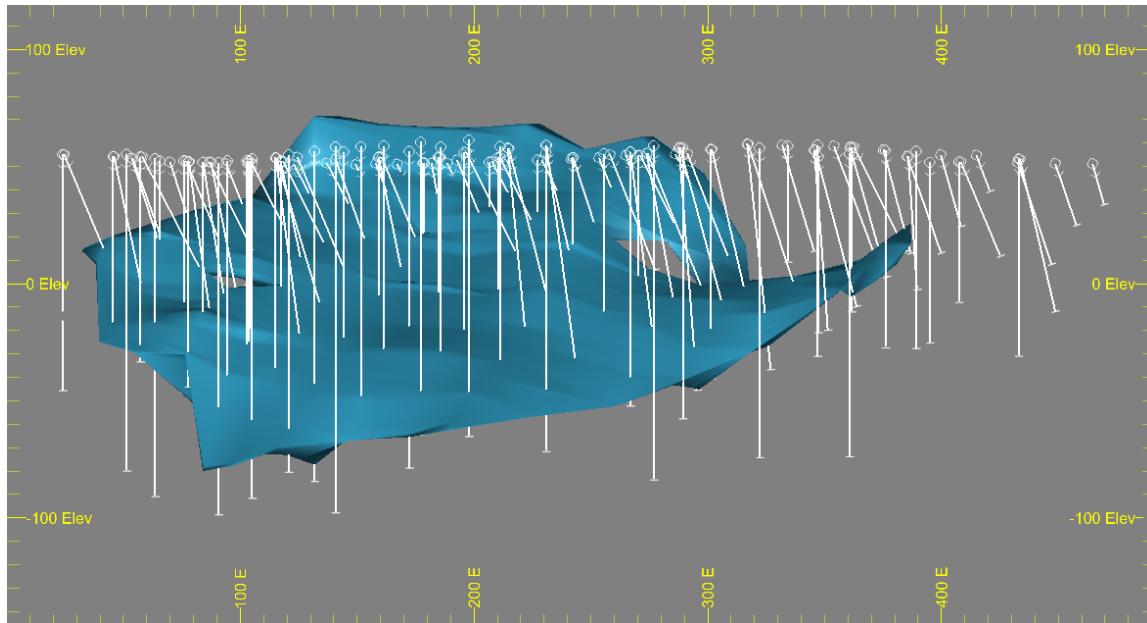


Figura 20 Pozos y vista con vista norte (StudioUG). Elaboración propia

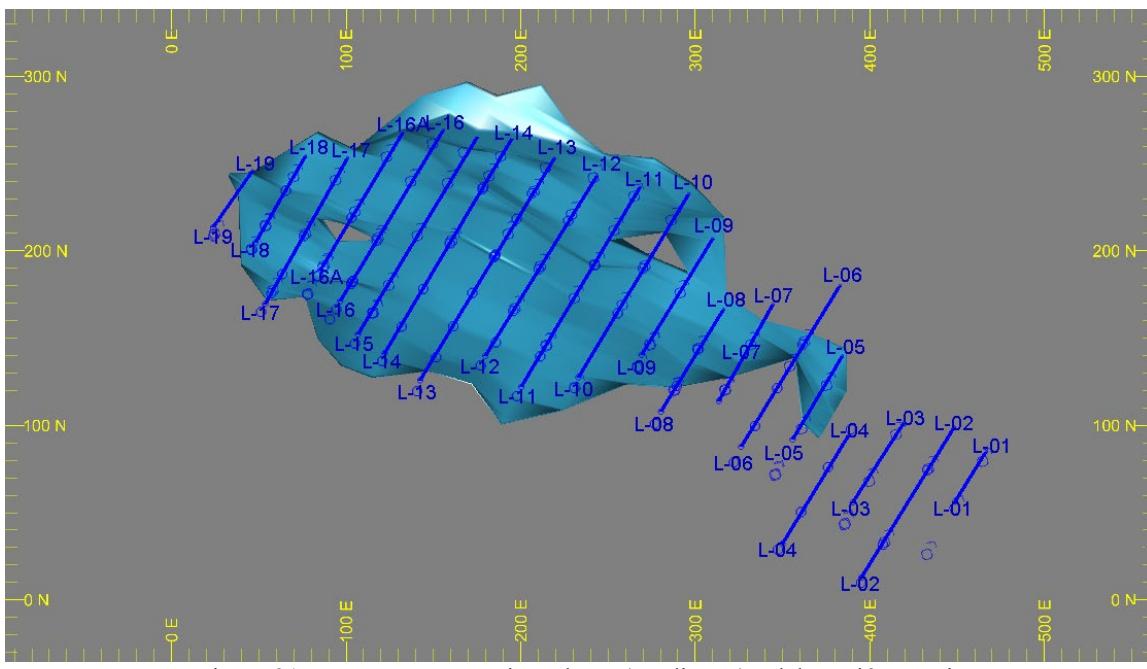


Figura 21 Pozos y vista con vista planta (StudioUG). Elaboración propia

En la figura 21 se puede apreciar la vista con una vista en planta, los pozos se encuentran divididos en 20 perfiles, representados por líneas de color azul, todos los perfiles tienen rumbo de N30°E.

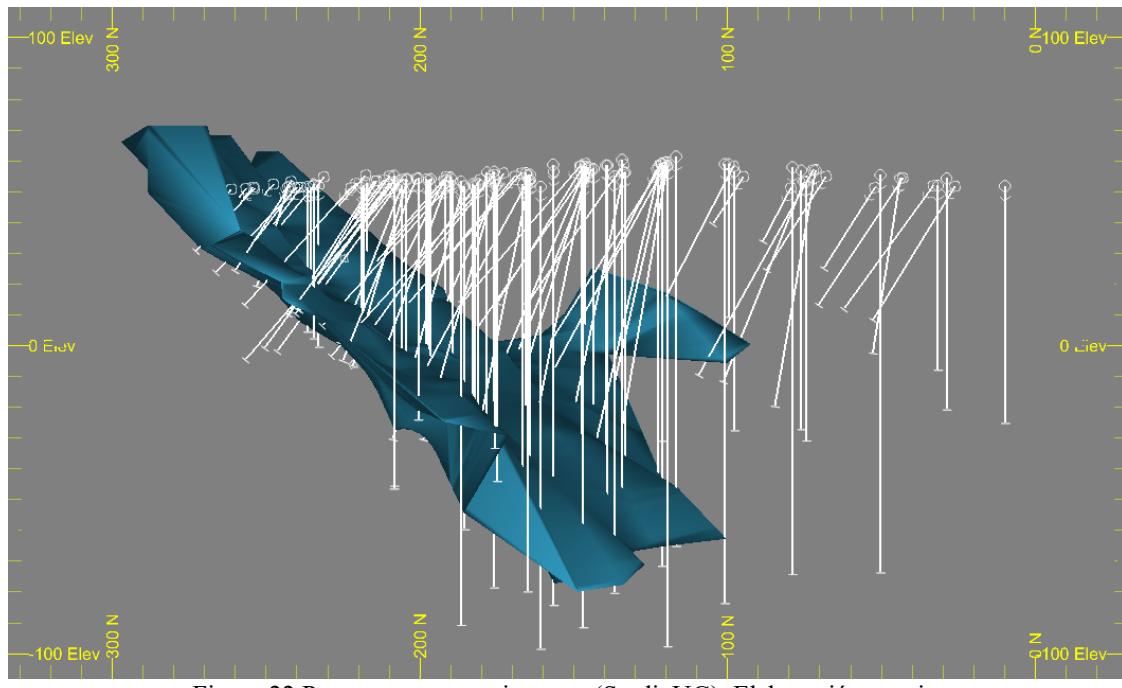


Figura 22 Pozos y veta con vista este (StudioUG). Elaboración propia.

Se observa en la figura 22 la veta con vista este, en donde se aprecia el manteo de la veta (37° en promedio), con mínimo de 34° y un máximo de 52° .

3.2. Fallas en el yacimiento

Están definidas 4 fallas cercanas al cuerpo mineral de las cuales 2 son las que lo interceptan, las 4 fallas cercanas al cuerpo mineral son:

- La primera es una falla vertical que se encuentra en el extremo este de la mineralización atravesando los perfiles L-03 hasta L-05 con un rumbo de N22°W.
- La segunda falla también está al este, y atraviesa los perfiles L-02 hasta L-04 con rumbo S54°W y manteo vertical.
- La tercera afecta al cuerpo mineral, estando entre los perfiles L-10 y L-11 con rumbo N30°E y manteo de 82° al NW.
- La cuarta falla se encuentra al NW de la mineralización entre los perfiles L-16a y L-17 con rumbo N30°E y manteo vertical.

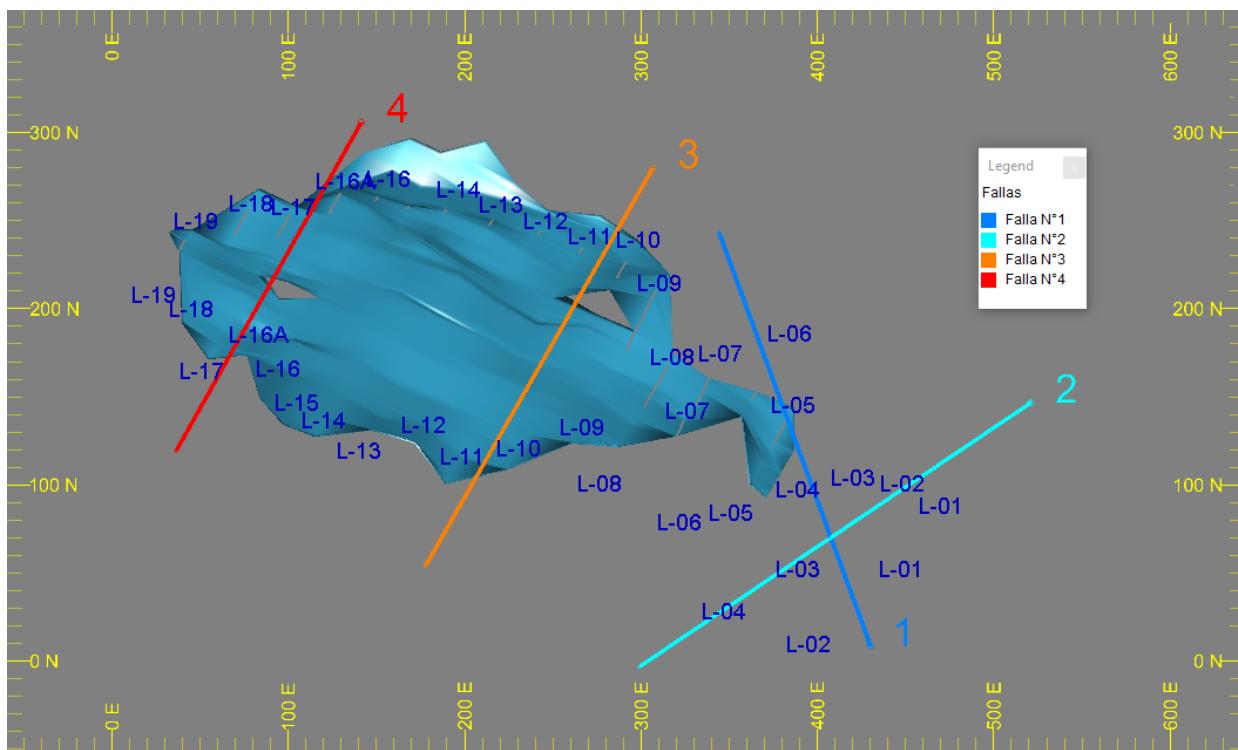


Figura 23 Estructuras cercanas al cuerpo mineral (StudioUG). Vista planta. Elaboración propia.

En la figura 23 se aprecia la veta junto a las fallas identificadas por color, el texto en azul corresponde a los extremos de los perfiles de sondaje.

Las fallas 3 y 4 son las que afectan al cuerpo mineralizado, ambas con rumbo N30°E y manteo similar, debido al manteo y posición de las fallas, ningún caserón está afectado por más de una de estas fallas. Es por esto que, para analizar la geomecánica del caserón, se utilizará los valores de la tercera falla que posee las condiciones menos favorables para la estabilidad del caserón.

3.3. Datos del yacimiento

El yacimiento posee mineral de oro con una ley media de 5,68g/ton, el tonelaje total del yacimiento es de 595kton a una densidad de 2,51 ton/m³. El yacimiento tiene además mineralizaciones de regular ley y forma lenticular separadas de la veta las cuales no se consideran económicamente rentables de extraer. A continuación, las figuras 24 y 25 contienen la veta con leyenda de contenido de oro para vista planta y norte respectivamente.

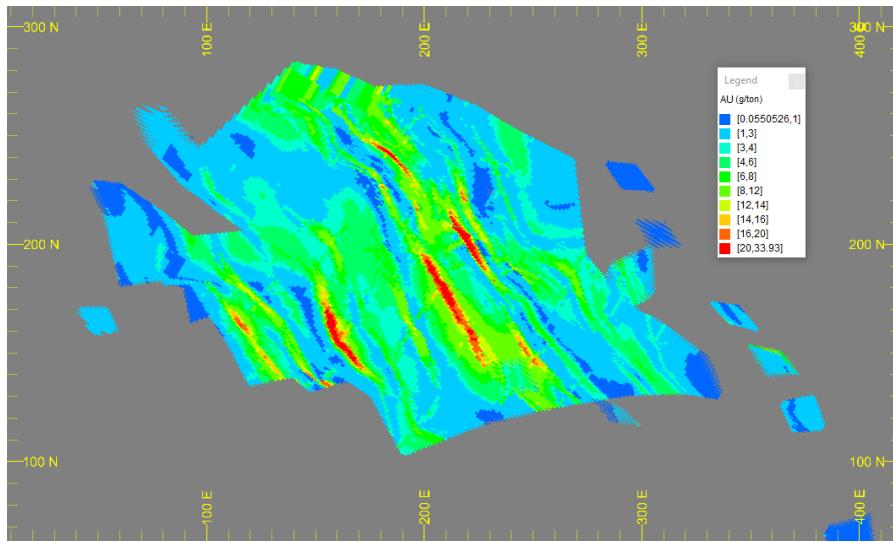


Figura 24 Vista con leyenda de contenido de oro (g/ton) (StudioUG). Vista planta. Elaboración propia.

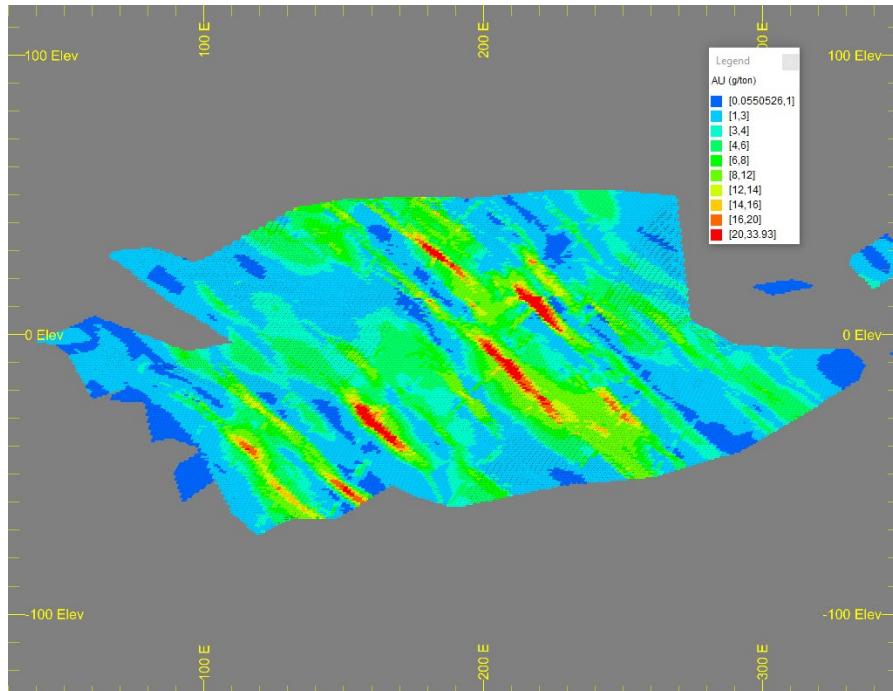


Figura 25 Vista con leyenda de contenido de oro (g/ton) (StudioUG). Vista norte. Elaboración propia.

Se observa en color azul las zonas con menor contenido de oro, leyes menores a 1 gramo por tonelada de mineral. De color celeste las zonas con ley entre 1 y 3 g/ton. Se aprecia una gran área de tonos verdes, que van desde los 4 a 14 g/ton. Por último, las zonas con tonos de naranja a rojo son las de más mayor contenido de oro con leyes desde los 14 hasta un máximo de 33,93 g/ton. El gráfico 1 muestra 2 curvas, la curva azul indica el tonelaje de mineral respecto a la ley de corte, mientras que la curva roja indica la ley media de mineral superior a la ley de corte.

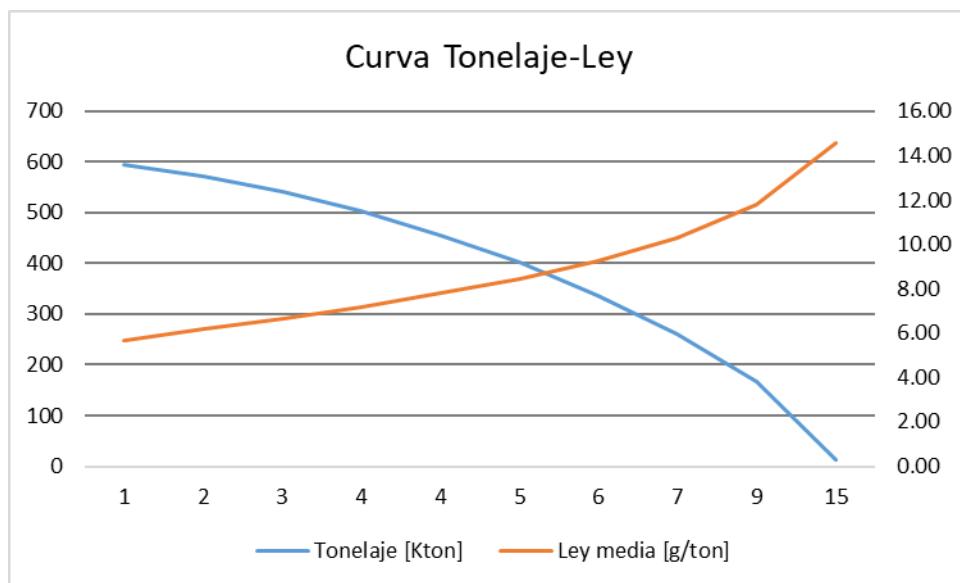


Gráfico 1 Curva tonelaje vs ley del yacimiento. Elaboración propia.

El anterior gráfico permite dimensionar el potencial económico que posee el yacimiento, detallando el tonelaje para cada ley media de mineral. Debido a que la ley media de oro en la veta es relativamente alta y se trata de un metal precioso, es de interés el recuperar el máximo mineral posible, para esto es importante la recuperación y dilución del método de explotación elegido.

3.4. Método de explotación

El método de explotación es definido utilizando la metodología de Nicholas (1981) como orientación, se elegirá el mejor método entre los 3 métodos con mayor puntuación según la metodología de Nicholas.

3.4.1. Metodología de Nicholas

Utilizando los parámetros geomecánicos y geométricos del yacimiento, se aplica la metodología de Nicholas (1981), el cálculo de la metodología se encuentra como anexo. La Tabla 4 indica los puntajes que posee el yacimiento para cada método de explotación.

Metodo	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total
Open Pit	10	9	6.6	4.56	30.16
Block Caving	-43	3	4.2	3.42	-32.38
Sublevel Stoping	7	6	-26.4	3.04	-10.36
Sublevel Caving	-42	6.75	3.6	3.42	-28.23
Longwall mining	10	0.75	4.2	3.8	18.75
Room and Pillar	12	6.75	3.6	3.04	25.39
Shrinkage Stoping	6	7.5	4.2	3.42	21.12
Cut and Fill Stoping	14	4.5	4.2	2.28	24.98
Top Slicing	-43	6.75	4.2	3.42	-28.63
Square Set	12	3.75	4.2	2.28	22.23

Tabla 4 Puntaje según método de explotación con metodología de Nicholas. Elaboración propia.

Se observa que los 3 métodos con mayor puntuación son open pit, room and pillar y cut and fill respectivamente. Se descarta open pit debido a que el presente estudio considera el diseño óptimo de caserones para su extracción, room and pillar sería el segundo método según la metodología de Nicholas, pero debido a la menor recuperación y el manteo del mineral lo hace operacionalmente ineficiente. Por último, el método de cut and fill es el ideal debido principalmente a la competencia de la roca caja.

3.5. Geomecánica

El modelo de bloques posee parámetros geomecánicos para el cálculo de Q de Barton y RMR, éste último con valores distintos para mineral, pared colgante y pared yacente.

Las tablas 5 y 6 poseen parámetros geomecánicos utilizados para el cálculo de RMR y Q de Barton modificado respectivamente.

Parámetro	Mineral	Bloque colgante	Bloque yacente
Resistencia a la compresión uniaxial	41.79 Mpa	38.21 Mpa	40.45 Mpa
RQD	52.25%	62.41%	82.07%
Espaciamiento entre discontinuidades	0.6-2.0 m	0.06-0.2 m	0.6-2.0 m
Persistencia	<1m	<1m	<1m
Apertura	0.1-1.0 mm	0.1-1.0 mm	0.1-1.0 mm
Rugosidad	Ligeramente rugosa	Ligeramente rugosa	Ligeramente rugosa
Relleno	Duro <5 mm	Suave <5 mm	Duro <5 mm
Alteración	Ligeramente alterada	Muy alterada	Ligeramente alterada
Agua subterránea	Húmedo	Seco	Húmedo
RMR	64	56	68

Tabla 5 Parámetros geomecánicos para el cálculo de RMR de Bieniawski (1989). Elaboración propia.

Se considera un RMR de 62 correspondiente a la media de los RMR del yacimiento, se encuentra apenas en el rango de roca buena (RMR=61-80).

Parámetro	Característica	Valor
RQD (%)	Regular	52.25
Jn	3 familias de discontinuidades.	9
Jr	Dioclásas onduladas rugosas o irregulares.	3
Ja	Planos de discontinuidad ligeramente alterados.	2
Jw	Excavaciones secas o pequeñas afluencias de agua inferiores a 5 l/m de forma localizada.	1
SRF	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables.	1.0

Tabla 6 Parámetros geomecánicos para el cálculo de Q de Barton (1974). Elaboración propia.

Es necesario utilizar el valor de SRF=1 para obtener un Q de Barton modificado (Q'), utilizado en el cálculo del número de estabilidad de Mathews (N). Utilizando la Ecuación 3 calculamos el valor de Q' utilizado en el análisis geomecánico de los caserones.

$$Q' = \frac{52.25}{9} \times \frac{3}{2} \times \frac{1}{1} = 8.70$$

Esfuerzos de la roca

Para calcular la estabilidad del caserón, es necesario utilizar los esfuerzos de la roca in situ, se utilizará los esfuerzos a los que está sometido la roca a 120m de profundidad, lo que representaría la profundidad máxima que puede llegar a tener un caserón, a continuación, los esfuerzos EW, NS y Vertical respectivamente.

$$\sigma_{EW} = 8.32 \text{ [MPa]}$$

$$\sigma_{NS} = 6.51 \text{ [MPa]}$$

$$\sigma_V = 2.92 \text{ [MPa]}$$

4. Estabilidad del caserón

Para analizar la estabilidad de un caserón, debemos estudiar pared a pared utilizando los gráficos de estabilidad ya descritos, el gráfico utilizado en este estudio será el gráfico de estabilidad de Mawdesley (2001), dado de que se trata de caserones extraídos mediante el método de corte y relleno, se debe estudiar la estabilidad del caserón más riesgoso, cumpliendo los criterios geomecánicos para ser estable, entonces los demás caserones también serán estables.

El caserón más desfavorable posee las paredes colgante y yacente con un rumbo S60°E y manteo de 34°, con 15 metros de ancho, 4 metros de alto, largo de 3 metros y la falla se encuentra presente de forma perpendicular a las paredes (N30°E) con un manteo de 82°. A continuación, la figura 26 representa la forma del caserón en estudio junto a los esfuerzos inducidos.

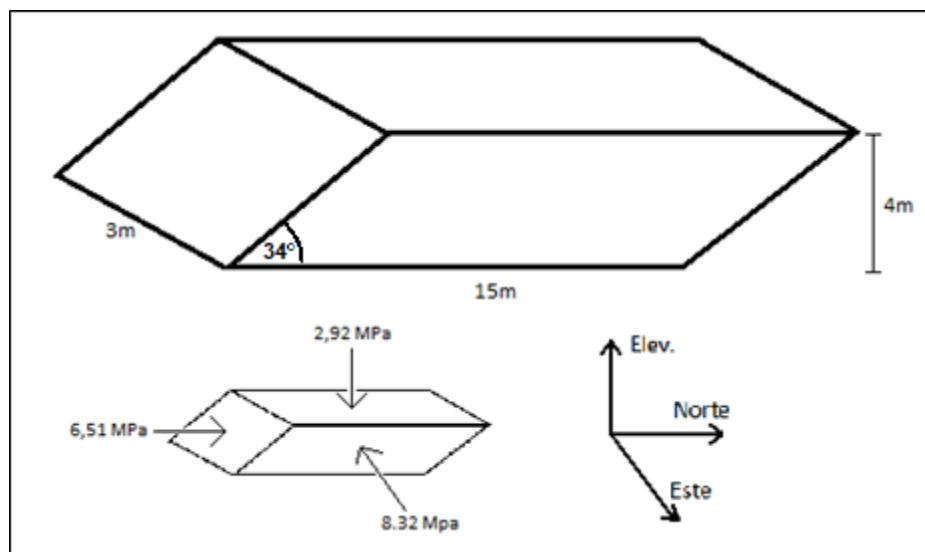


Figura 26 Forma de caserón en estudio. Elaboración propia.

A continuación, se calcula la estabilidad para el techo, pared colgante (HW) y pared de término (EW).

Factor A

El factor A tiene valores desde 0 a 1 y para determinar el valor de A para cada pared es necesario determinar el cociente entre σ_c/σ_i utilizando dimensiones y esfuerzos in situ en los gráficos de Stewart y Forsyth (1995). A continuación, el cálculo correspondiente para determinar “ σ_c/σ_i ” de cada pared.

Techo:

$$\frac{\text{Ancho}}{\text{Largo}} = \frac{15}{3} = 5$$

$$K_{h_1/h_2} = \frac{8.32}{6.51} = 1.27$$

$$\frac{\sigma_i}{\sigma_{h_1}} = 2.9$$

$$\sigma_i = 2.9 * 6.51 = 18.87$$

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_i} = \frac{41.79}{19.53} = 2.11$$

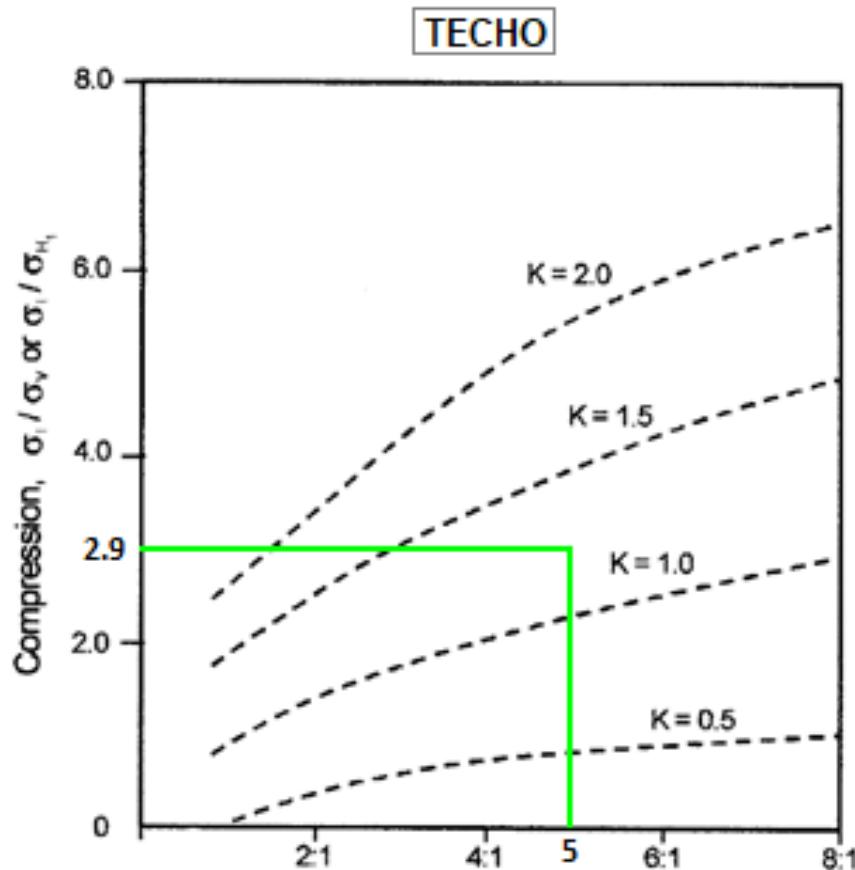


Figura 27 Cálculo de σ_c/σ_i de techo en gráfico de Stewart y Forsyth. Modificado de Stewart y Forsyth (1995).

HW:

$$\frac{\text{Ancho}}{\text{Largo}} = \frac{6.5}{3} = 2.16$$

$$K_{h_1/v} = \frac{8.32}{2.92} = 2.84$$

$$\frac{\sigma_i}{\sigma_v} = -1$$

$$\sigma_i = -1 * 2.92 = -2.92$$

EW:

$$\frac{Ancho}{Largo} = \frac{15}{6.5} = 2.30$$

$$K_{h_1/v} = \frac{6.51}{2.92} = 2.22$$

$$\frac{\sigma_i}{\sigma_{h_1}} = -0.7$$

$$\sigma_i = -0.7 * 2.92 = -2.04$$

PAREDES

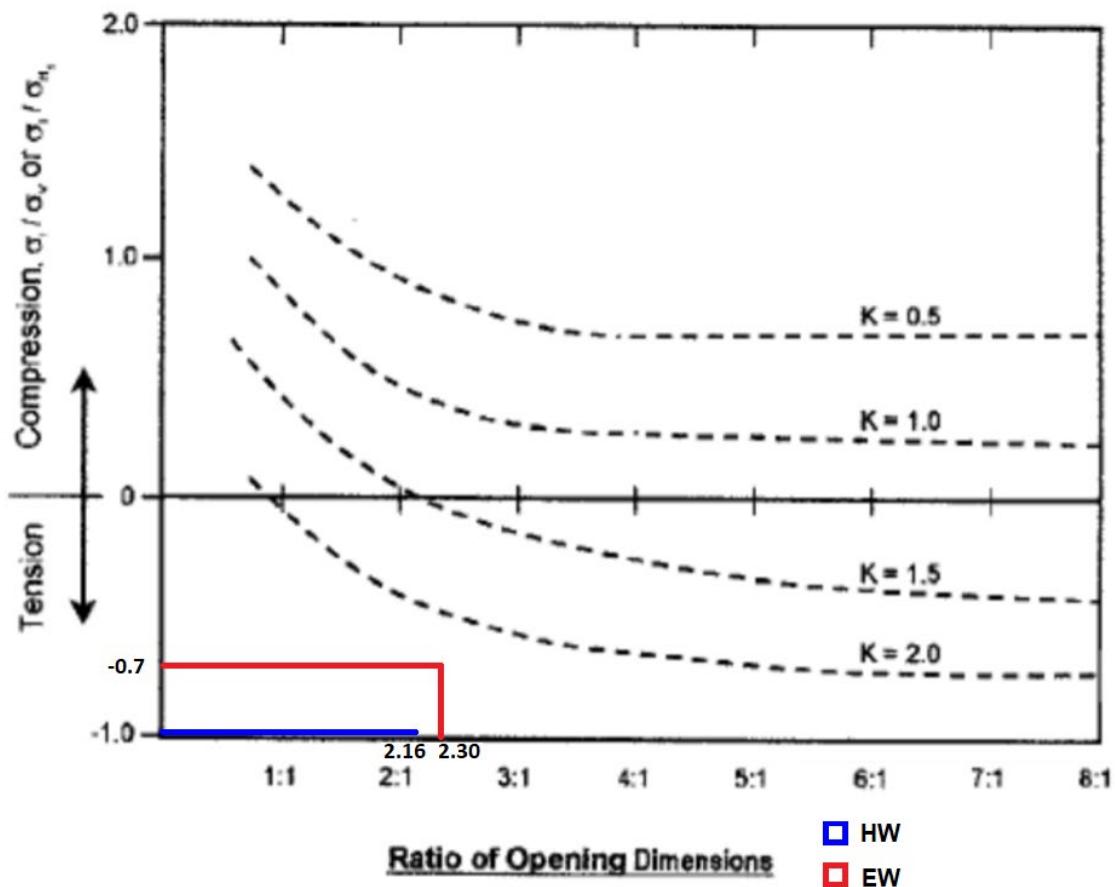


Figura 28 Cálculo de σ_c/σ_i de paredes en gráfico de Stewart y Forsyth. Modificado de Stewart y Forsyth (1995).

Debido a que los valores de “ σ_i ” son negativos para la pared final y la pared colgante, estos inmediatamente toman el valor de $A=1$, para el caso del techo se procede a graficar su valor de “ σ_c/σ_i ” en el siguiente gráfico de factor A.

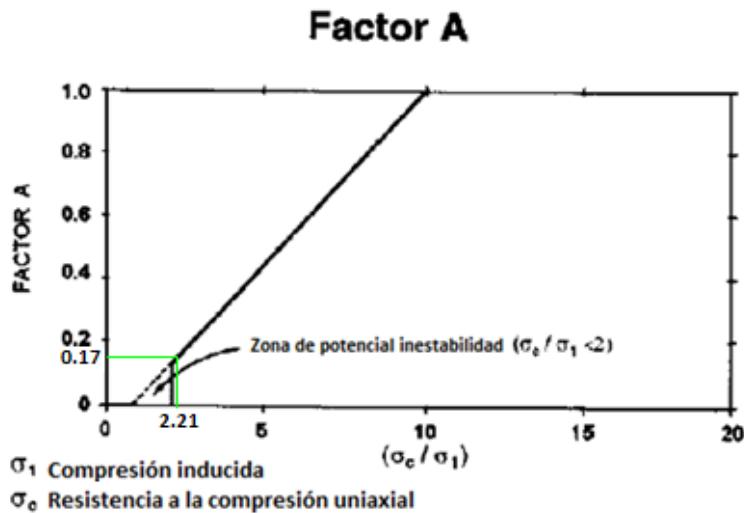


Figura 29 Cálculo de factor A para techo en gráfico de Mathews (año). Modificado de Mawdesley (2001).

El valor obtenido para el techo es cercano al mínimo establecido por Mathews (1981), principalmente debido al bajo valor de UCS(σ_c) que posee el mineral.

Factor B

Para determinar el valor de B para cada pared es necesario medir el ángulo formado entre la discontinuidad y las paredes del caserón. Según la metodología de Mathews, el factor B puede tener valores desde 0,5 a 1. La figura 30 representa los 3 planos de las paredes además del plano de falla en el macizo rocoso.

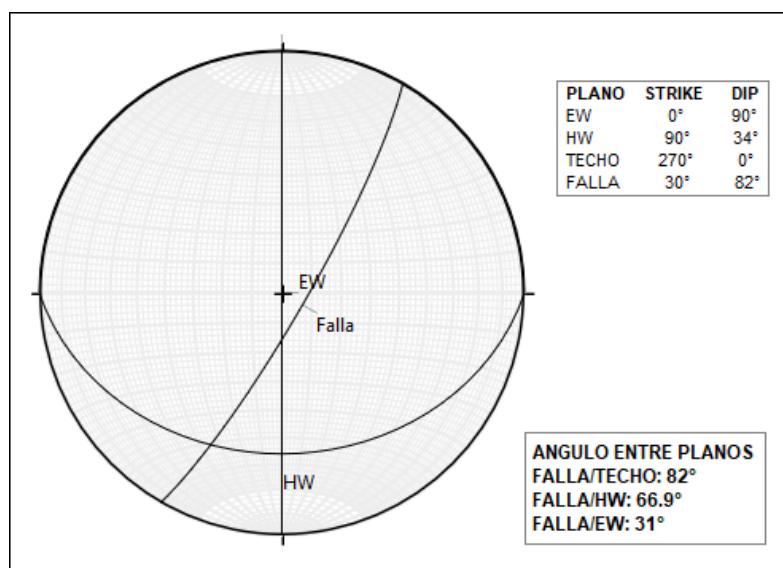


Figura 30 Red de Schmidt con planos de las paredes y la falla (Stereonet). Elaboración propia.

La anterior figura indica los ángulos entre las paredes del caserón y el plano de discontinuidad, valores utilizados para el cálculo de Factor B, representado a continuación en la figura 31.

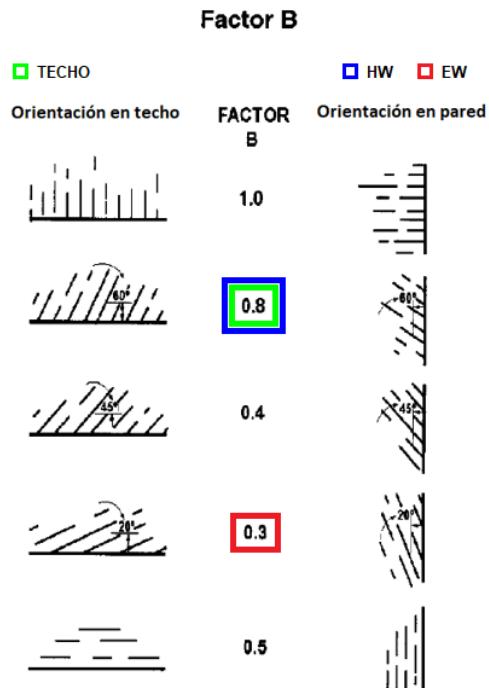


Figura 31 Cálculo de factor B según Mathews para las paredes del caserón. Modificado de Mawdesley (2001).

Factor C

El cálculo del valor de C es el más simple de calcular, debido a que su valor se obtiene directamente utilizando la inclinación de la pared con respecto a la horizontal a la ecuación de Factor C. La siguiente figura contiene el gráfico con los valores de factor para las paredes del caserón.

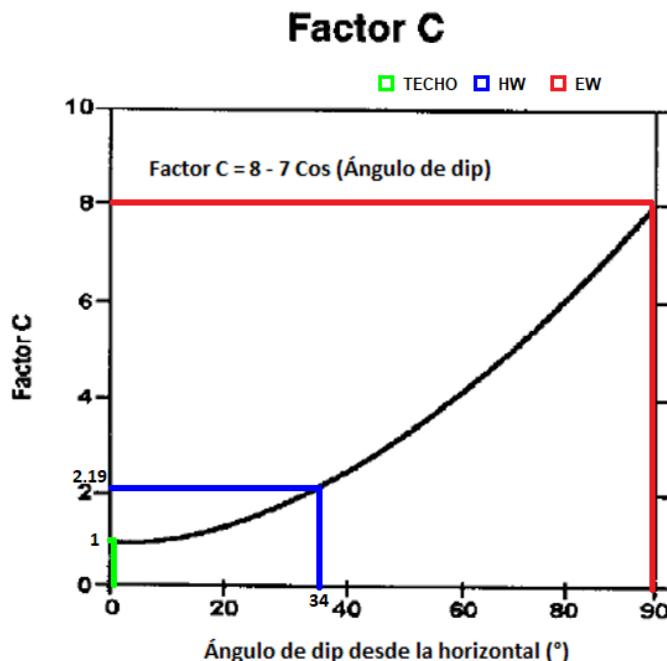


Figura 32 Cálculo de factor C para las paredes del caserón. Modificado de Mawdesley (2001).

Pared	Dip	Factor C
Techo	0	1
HW	34	2.19
EW	90	8

Tabla 7 Valores de "C" para las paredes del caserón. Elaboración propia.

La tabla anterior contiene los valores de factor C para cada pared del caserón. El valor para el techo es el más bajo, debido a que se encuentra horizontal es el más afectado por el factor de gravedad, para la pared colgante también se obtienen valores relativamente bajos, esto porque su inclinación es muy baja y se ve afectada por la gravedad. La pared final es completamente vertical por lo que no se ve afectada por el factor de gravedad y obtiene el valor máximo.

Número de estabilidad N

Como se indicó en la Ecuación 3, el valor de N está dado por el producto de los factores A, B, C y Q'. La tabla 8 indica los parámetros de cada pared del caserón y su número de estabilidad (N).

Pared	Factor A	Factor B	Factor C	Q'	N
Techo	0.17	0.8	1	8.7	1.18
HW	1	0.8	2.19	8.7	15.24
EW	1	0.3	8	8.7	20.88

Tabla 8 Valores de N para las paredes del caserón. Elaboración propia.

Se calcula el radio hidráulico (RH) utilizando la Ecuación 2:

- Techo
- HW
- EW

$$RH = \frac{15*3}{15*2+3*2} = 1.25 [m]$$

$$RH = \frac{6.5*3}{6.5*2+3*2} = 1.02 [m]$$

$$RH = \frac{15*6.5}{15*2+6.5*2} = 2.26 [m]$$

4.1. Resultados

Se representa la estabilidad de cada pared utilizando el número de estabilidad y radio hidráulico en el gráfico de Mawdesley en la siguiente figura.

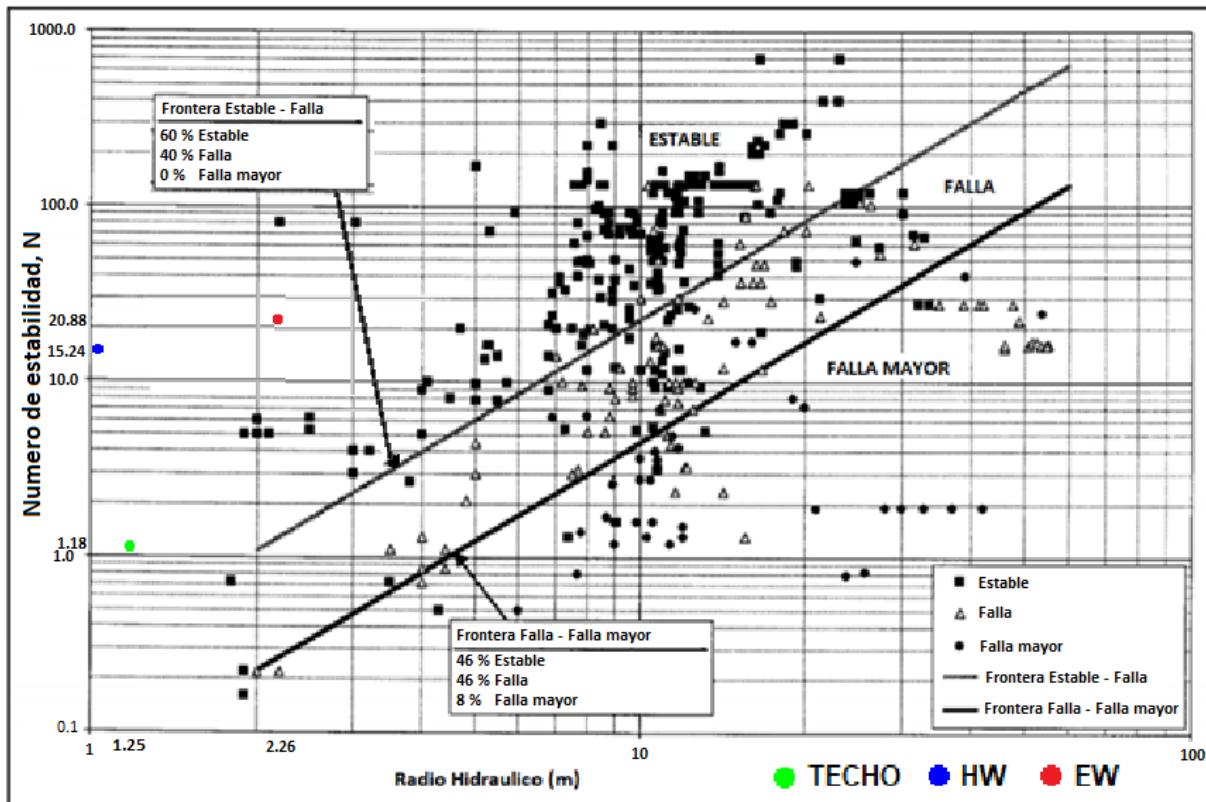


Figura 33 Estabilidad de paredes del caserón representadas en gráfico de Mawdesley. Modificado de Mawdesley et al (2001).

Se observa en el gráfico que los puntos están representados lejos de los puntos que representan los casos de estudio de Mawdesley, por lo que los resultados obtenidos se deben considerar con cierta discreción.

El techo es el más vulnerable y posee probabilidad de falla, pero alejado de la frontera de falla mayor, por lo que se encuentra en el rango de estable a falla. Es por esto que se sugiere reforzar con perno y malla el techo.

La pared colgante se encuentra dentro de la zona estable pero alejado de los casos utilizados por Mawdesley, se sugiere utilizar fortificación con perno y malla en las paredes del caserón. La pared de término se representa como la más estable del caserón, con muy baja probabilidad de falla, debido a que se trata de un método de explotación cut and fill, la pared de término solo puede ser fortificada al llegar al final de la veta.

4.2. Tiempo de autosoporte

Se estima el tiempo que puede autosoportarse un caserón utilizando el gráfico de Bieniawski (1989), se utiliza el RMR promedio del yacimiento (62) y la luz de techo de 15m. La siguiente figura contiene la representación de los parámetros en el gráfico de Bieniawski.

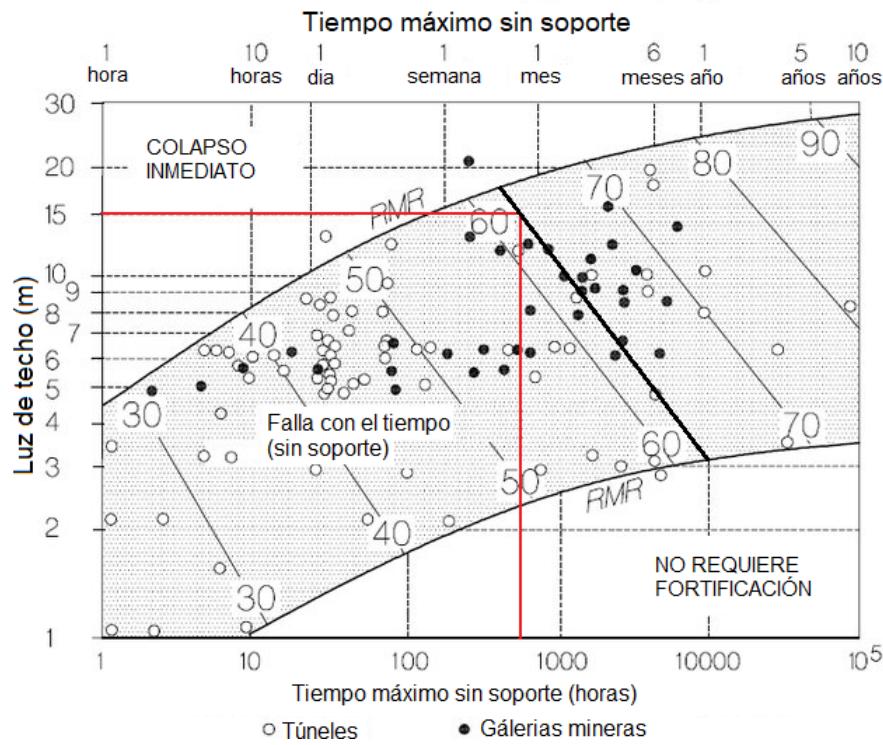


Figura 34 Cálculo del tiempo de autosopporte el caserón. Modificado de Hutchinson y Diederichs (1996).

La línea diagonal negra representa el RMR de 62, con una luz de techo de 15m se estima un tiempo máximo de aproximadamente 3 semanas, tiempo suficiente para realizar la fortificación del caserón. En términos de seguridad, lo recomendado sería realizar la fortificación inmediatamente después de retirado el mineral tronado.

4.3. Análisis en RS2

El análisis de geomecánica es complementado con simulaciones en el software de análisis de elementos finitos RS2 de Rocscience, los parámetros utilizados en la simulación corresponden a un macizo rocoso caracterizado por tener regular competencia, con UCS=30MPa. Si bien no son parámetros reales del yacimiento, se asemejan lo suficiente como para analizar el comportamiento geomecánico para el caserón en estudio. Los parámetros utilizados en el análisis se encuentran como anexo en el documento, así como también la simulación de la sección de galería de producción.

Interesa analizar el comportamiento de un caserón con las dimensiones máximas para representar la situación más desfavorable. El análisis es de un caserón individual, con una potencia de 15m, ángulo de pared más desfavorable (34°) y altura de 4m que representaría de perfil a la máxima excavación de caserón antes de ser rellenado.

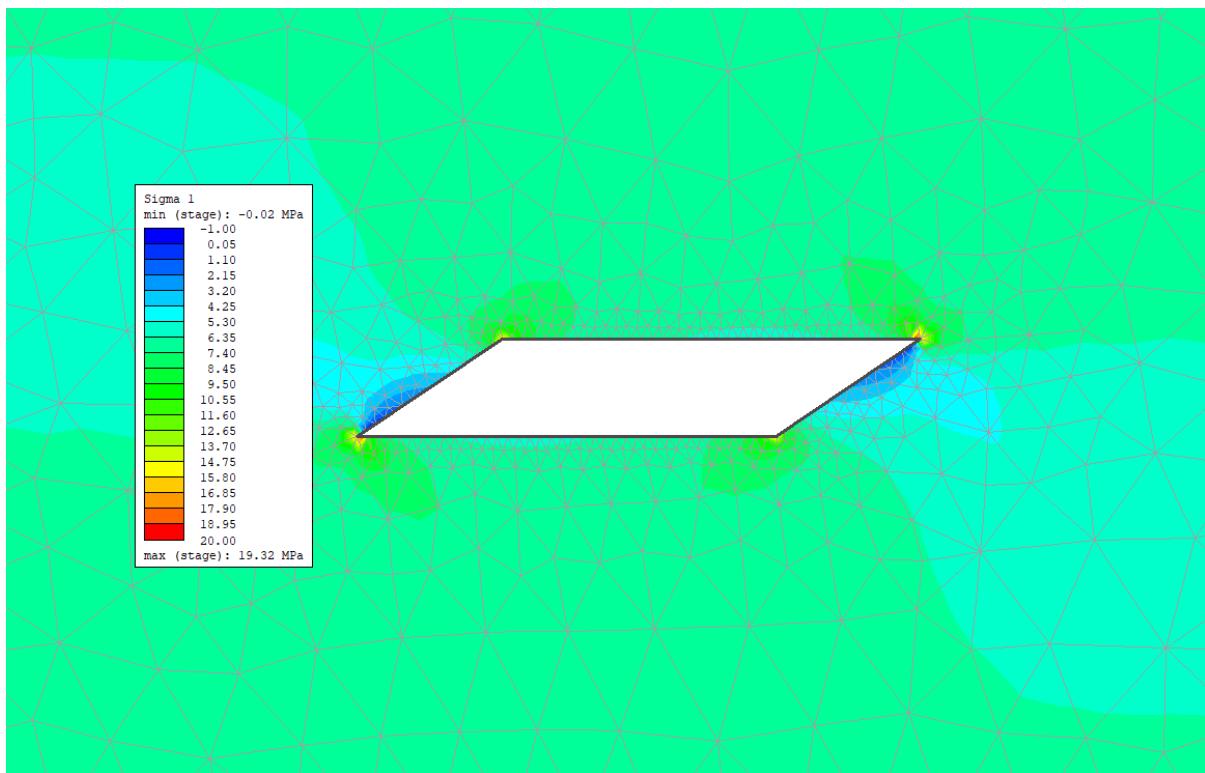


Figura 35 Representación de σ_1 en caserón individual (RS2). Elaboración propia.

En la figura 35 se observa que el esfuerzo sigma 1 presenta valores extremos de 19,32 MPa de forma puntual, el área sometida a mayores esfuerzos se encuentra en los vértices del caserón, con valores aproximados de 10MPa, valores que no representan problemas en la estabilidad del caserón debido a que estos no superan el 30% de la resistencia de la roca intacta.

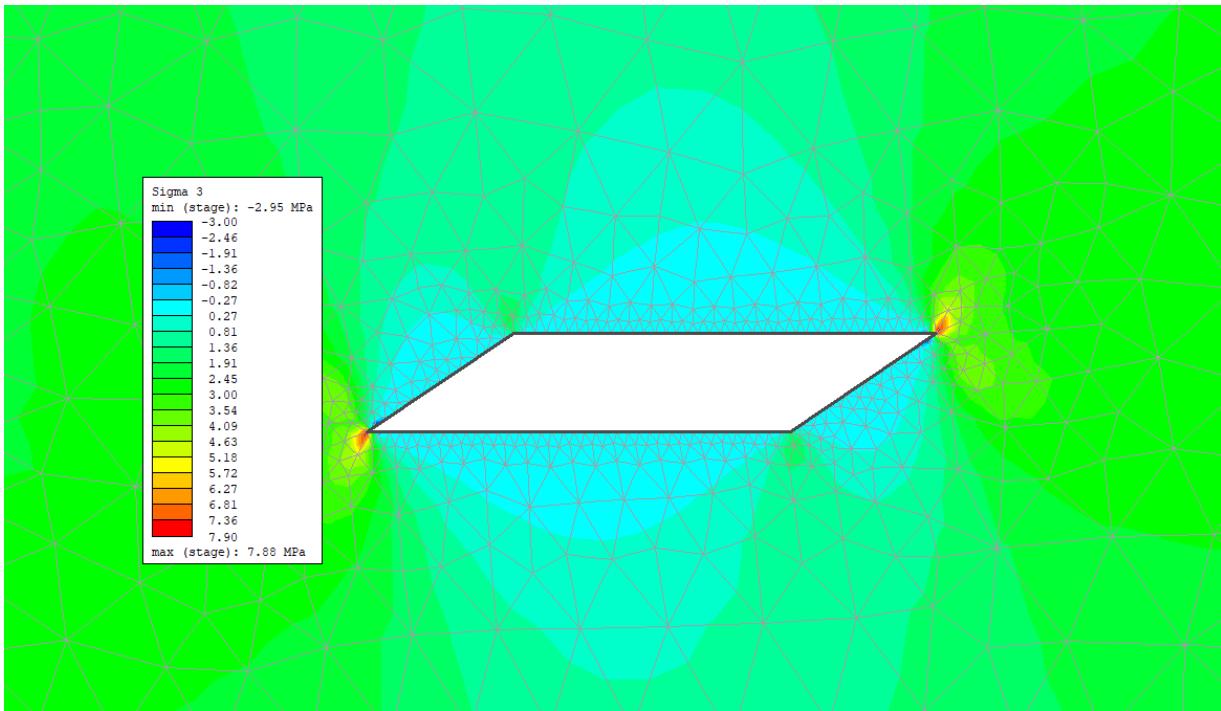


Figura 36 Representación de σ_3 en caserón individual (RS2). Elaboración propia.

Los esfuerzos sigma 3 representan menor riesgo para la estabilidad de los caserones, presentando unos valores máximos de 7,88Mpa superando apenas el 20% de la resistencia de la roca intacta. Esto debido a que la profundidad máxima del yacimiento no supera los 130m, profundidad en la que el esfuerzo sigma 3 tiene un valor de 2,92 MPa.

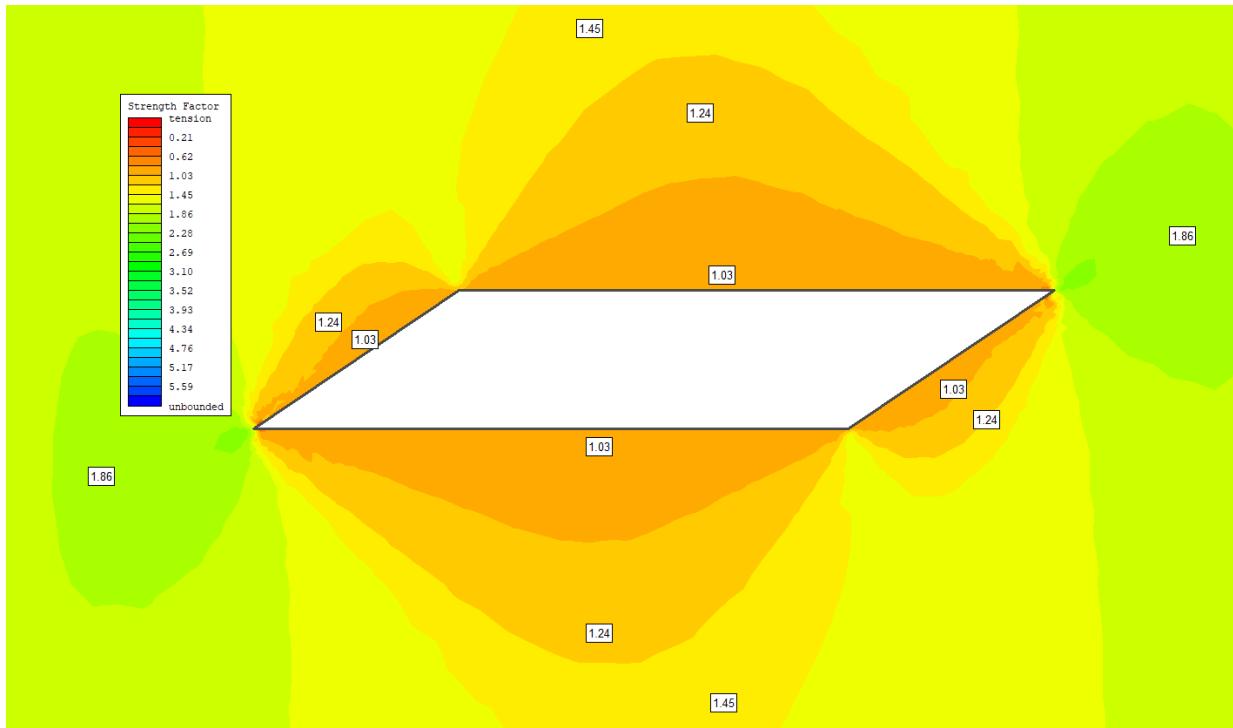


Figura 37 Representación de Strength Factor en caserón individual (RS2). Elaboración propia.

La figura anterior representa el valor de Strength Factor, donde se observa que es mayor a 1 para todo el contorno del caserón, sin embargo, lo ideal sería contar con valores mayores a 1.2 por lo que es recomendado el mantener como máximo 3 frentes (aproximadamente 10 metros) abiertos, luego de eso es necesario llenar los caserones para continuar con la explotación de los otros frentes. De esta forma se reduce significativamente el riesgo en la operación.

5. Diseño de mina

5.1. Diseño de caserones

Utilizando la herramienta MSO, se obtiene un modelo de los caserones que deben ser extraídos, el diseño de la mina se realizará en base a este modelo de caserones. Las dimensiones de los caserones son de 3,5m de alto, 9m de largo y potencia variable. Se aplica un largo de 9m para obtener un diseño más simple, diseño que presenta una dilución y recuperación de 8% y 94% respectivamente. A continuación, la figura 38 representa el modelo de caserones obtenidos utilizando MSO junto a al diseño de mina con el fin de entender de mejor forma el diseño de caserones.

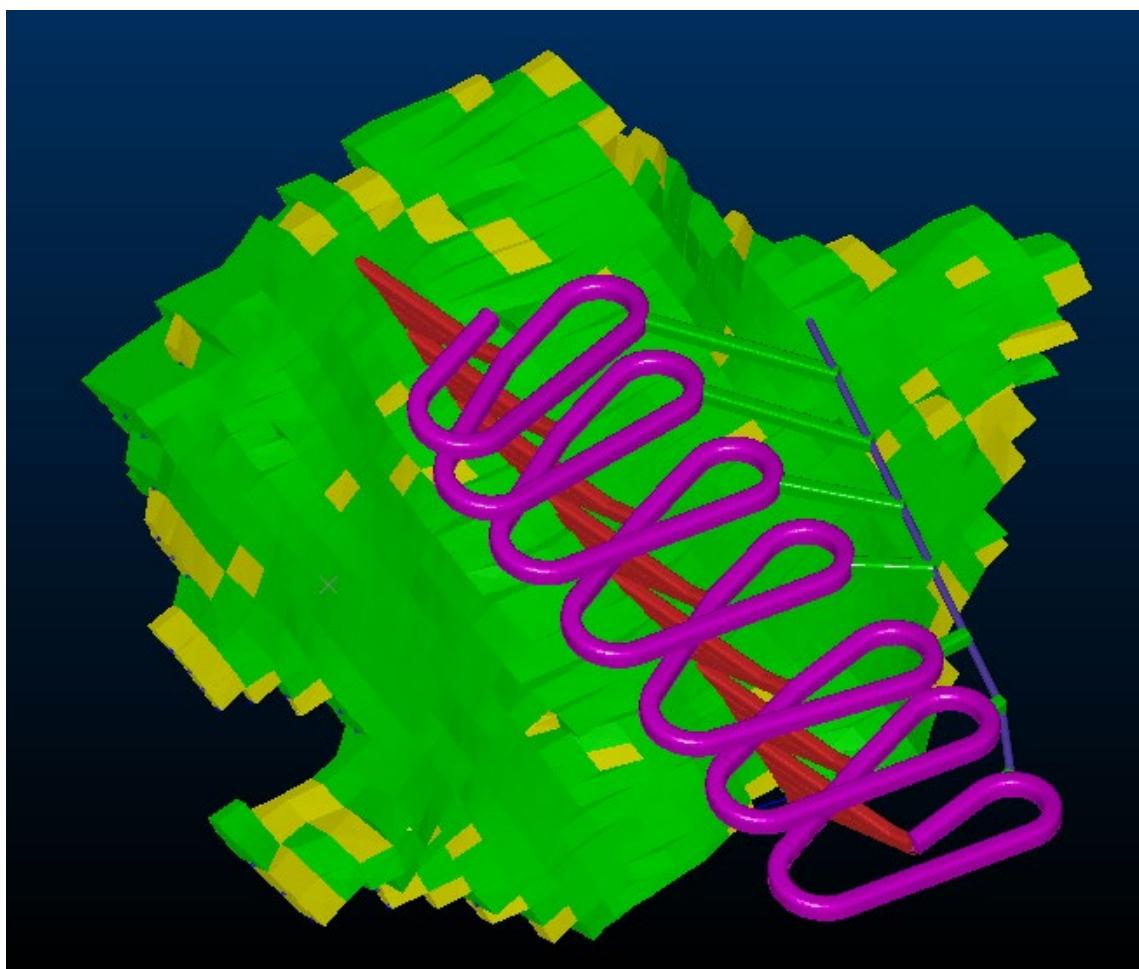


Figura 38 Diseño de caserones optimizado mediante MSO (StudioUG). Elaboración propia.

En la figura se aprecia el modelo de caserones junto al diseño de mina con vista isométrica, en color verde los caserones con leyes medias mayores a 2 g/ton de Au y de color amarillo los caserones con leyes medias entre 1,5 y 2 g/ton. El mineral del modelo de caserones corresponde 580kton con una ley media de 5,21g/ton debido a la dilución producida en el diseño de los caserones.

5.2. Secuencia de extracción

Debido a la potencia e inclinación que presenta la veta en varios sectores, se opta por realizar una modificación operativa en la producción con el método cut and fill, el principal problema se da en la forma de los caserones, los cuales tienen una forma de romboide con ángulos agudos lo que disminuye la recuperación del caserón. A continuación, la figura 39 contiene el área de perforación de un equipo jumbo en un caserón con una inclinación de 34° .

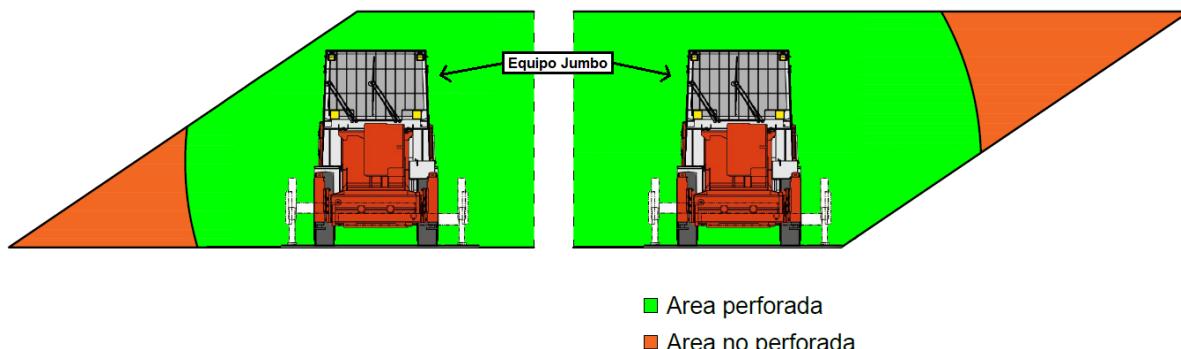


Figura 39 Área de perforación de un equipo jumbo en un caserón con paredes a 34° . Elaboración propia.

La figura numero 37 corresponde a un esquema referencial, donde el área verde representa el área donde el equipo jumbo puede realizar las perforaciones, en cambio el área naranja representa las esquinas donde en presencia de una pared con inclinación de 34° el equipo jumbo no es capaz de perforar en las esquinas.

La opción de perforar los caserones de forma semi vertical se descarta, debido a que existirían caserones de mayores dimensiones, pero también más inestables geomecánicamente. Es por esto que, para recuperar los caserones completos, la secuencia de producción se hará realizando una galería de producción de $3.5 \times 3.5 \text{m}^2$ en forma longitudinal a la veta (por su rumbo) y posteriormente se tronarán las paredes laterales de los caserones con tiros transversales a la galería de producción.

El proceso de relleno no sufre modificaciones, por lo que al explotar el nivel completo se procede a llenar los caserones dejando un espacio entre el techo y el relleno de 0,5m de espesor que serviría de cara libre para la tronadura del siguiente nivel. En la figura 39 se aprecia la secuencia de extracción desde la producción al relleno del caserón.

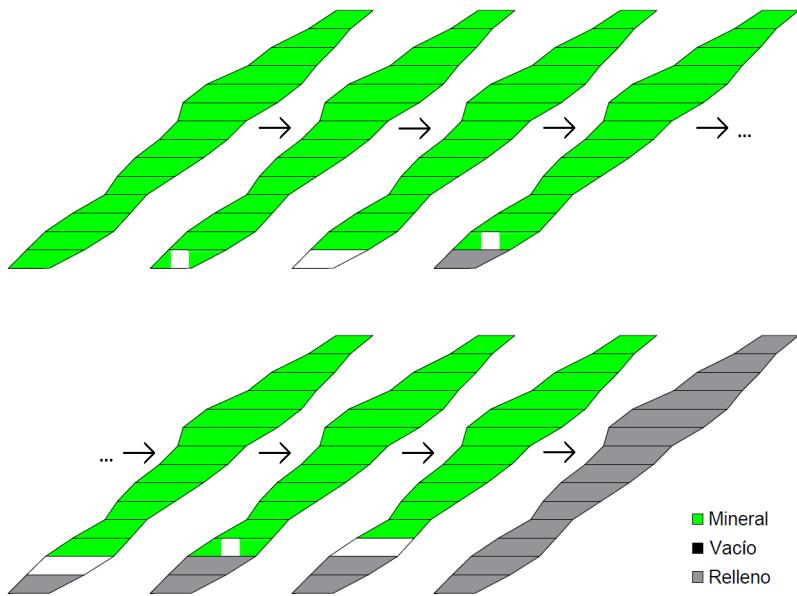


Figura 40 Secuencia de producción de los caserones (vista de perfil NS). Elaboración propia.

La figura 40 corresponde a un esquema referencial de la secuencia de extracción de mineral, en donde se aprecia la producción en forma de galería previa a la explotación del caserón de forma completa.

5.3. Diseño de labores

En este estudio el diseño de mina se realiza con el objetivo de obtener un estimado en metros de las distintas labores a desarrollar, para estimar costos y tiempo requerido en la ejecución de las labores.

El diseño de mina se elaboró buscando explotar la veta de forma ascendente, se descartó el comenzar la explotación desde un punto de la veta debido a que la altura de ésta no supera los 120m (distancia máxima desde la superficie hasta el caserón con mayor profundidad) y el mayor costo que implica el realizar una losa con relleno cementado en la mitad de la veta. La tabla 9 indica los parámetros de cada tipo de labor y su largo total, mientras que las figuras 41, 42 y 43 muestran el diseño de mina final con todas sus labores en vistas planta, norte y este respectivamente.

Labor	Sección (m)	Gradiente	Longitud (m)
Rampa de acceso	4,5*4,5m	10%	1123,5
Pique de ventilación	2,4*2,4m	65°	119,0
Acceso a piques de vent.	3,5*3,5m	0	162,6
Galerías de producción	3,5*3,5m	0	5943,4
Galerías pivoté	3,5*3,5m	14%	846,6
Total			8195,1

Tabla 9 Datos de labores de mina a desarrollar obtenidos del diseño de mina propuesto. Elaboración propia.

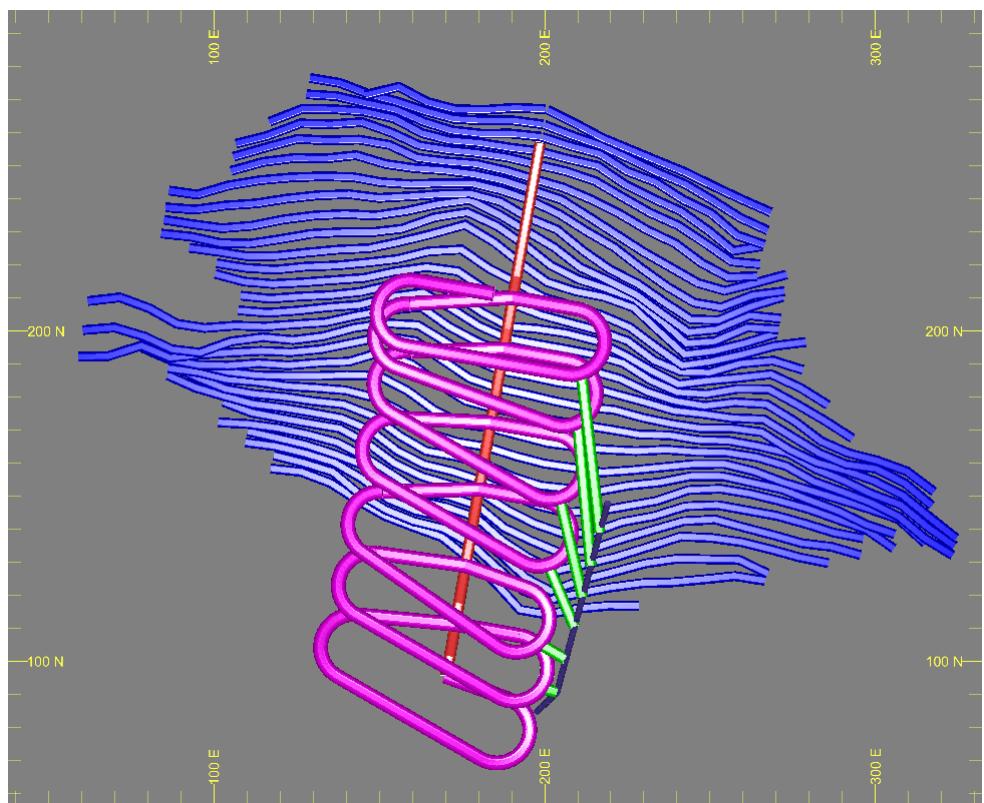


Figura 41 Diseño de mina vista planta (StudioUG). Elaboración propia.

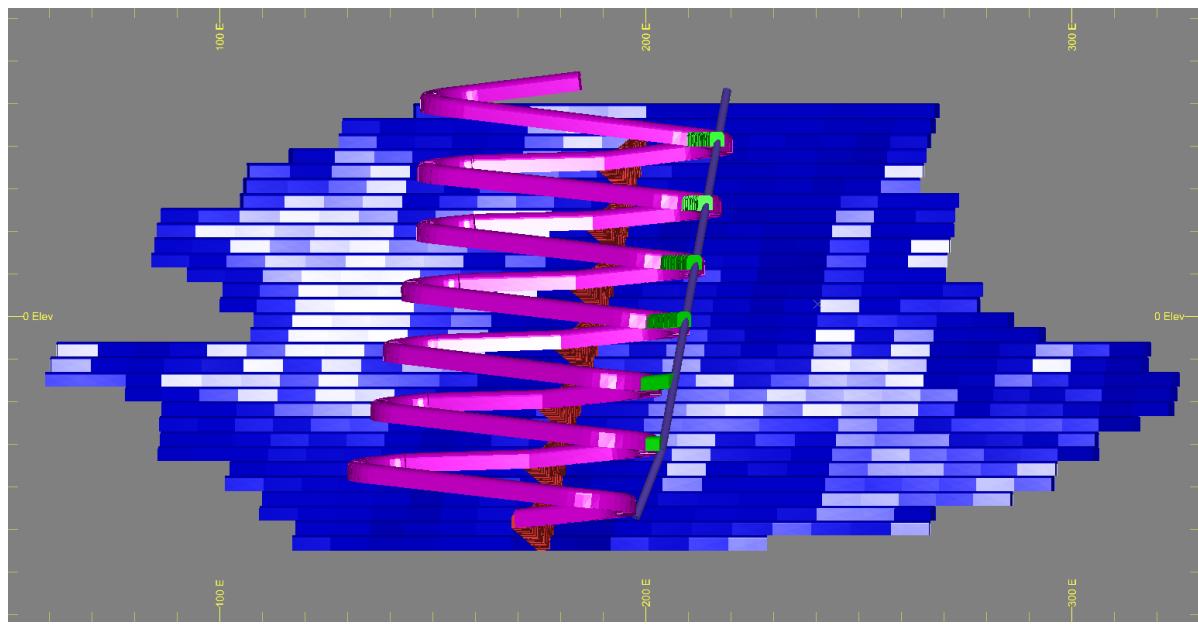


Figura 42 Diseño de mina vista norte (StudioUG). Elaboración propia.

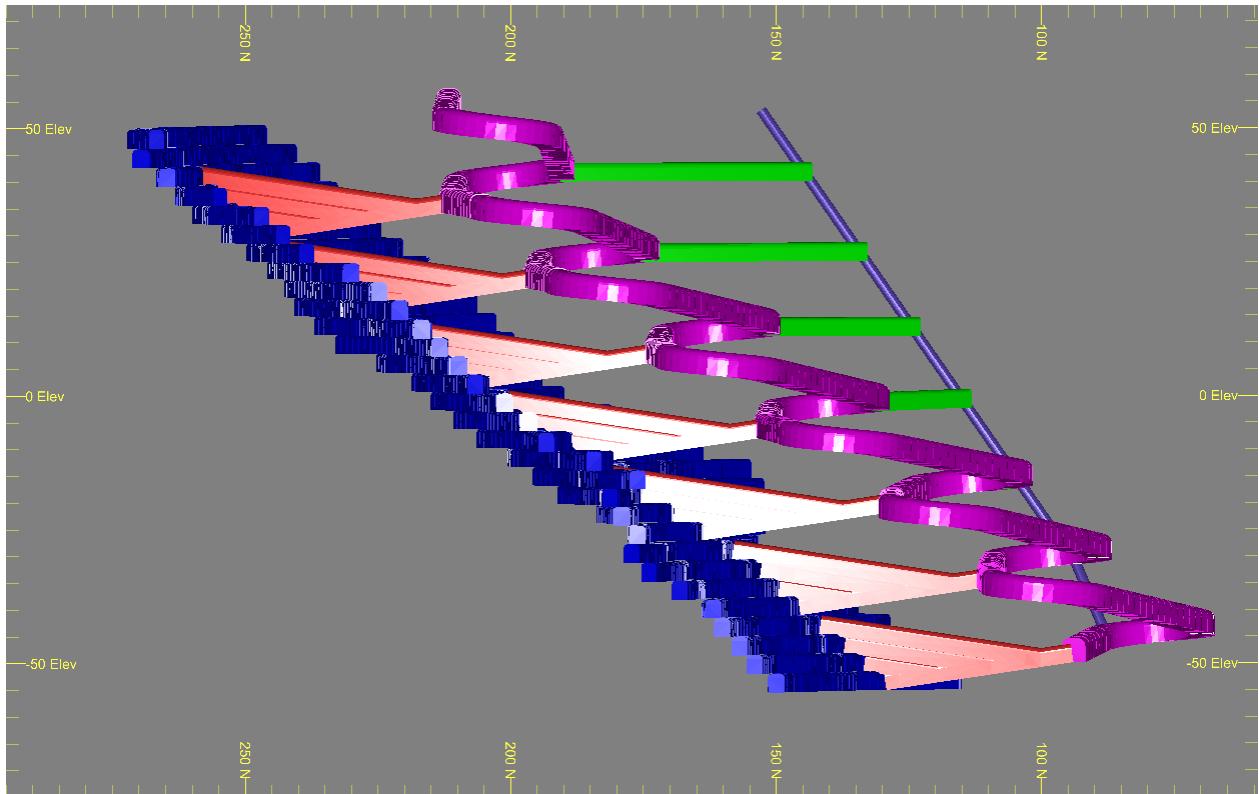


Figura 43 Diseño de mina vista este (StudioUG). Elaboración propia.

La rampa de acceso se encuentra representada con un color violeta y posee una forma elipsoidal con radio de giro de 15m, gradiente de 10% y sección de 4,5m*4,5m. Esta rampa se utilizará para el acceso a mina como también para el transporte de mineral.

Las galerías de producción, representadas de color azul, se encuentran en el centro de los caserones, sin pendiente y poseen sección de 3,5m*3,5m. Los piques de ventilación se encuentran representados de color morado y posee una inclinación de 65° con perfil radial de 2,4m de diámetro, estos piques servirán de salida de emergencia en caso de ser necesario. El acceso a los piques de ventilación se representa de color verde con sección de 3.5m*3.5m sin inclinación.

Las galerías pivotे están representadas de color rojo y son las galerías que permiten acceder a los niveles de producción, se comienza con la primera galería con pendiente negativa (-14%) y una vez explotado y relleno el nivel se perfora y trona el siguiente pivote (pendiente: +14%), quedando el mineral tronado como relleno en el piso. De esta forma hasta el 4to pivote luego se continúa con el siguiente pivote con pendiente negativa obteniendo un total de 28 niveles. A continuación, la figura 43 muestra la forma y diseño de las galerías pivotе.

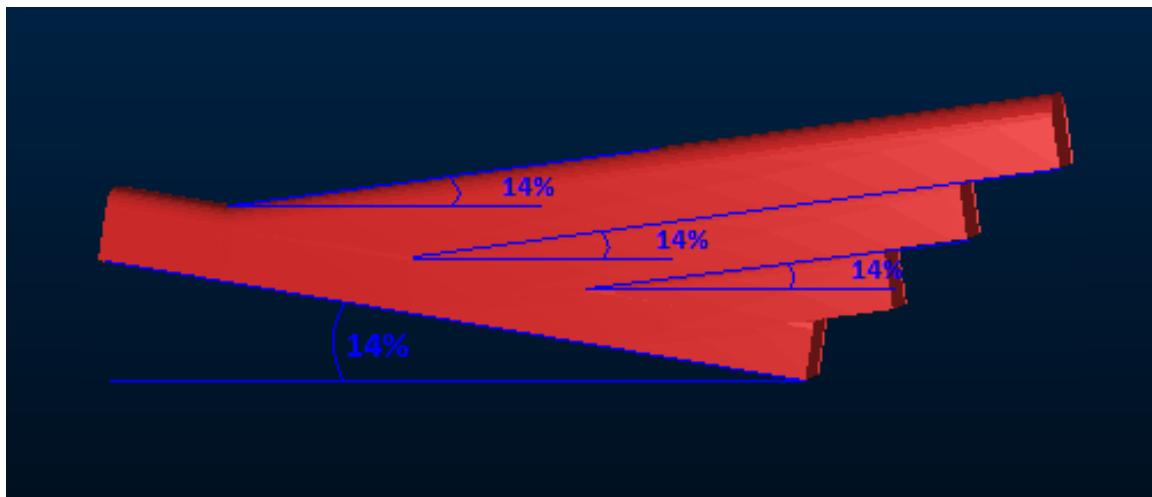


Figura 44 Diseño de las galerías pivotе para acceso a los niveles. Elaboración propia

6. Planificación

6.1. Plan desarrollo

Para el plan de desarrollo la ruta crítica está dada por el desarrollo de la rampa de acceso, la cual permite tener solo un frente en el desarrollo de esta labor, un segundo jumbo permite apoyar con el desarrollo de las galerías de acceso a los piques. A continuación, la tabla 10 indica el avance de las labores de desarrollo a lo largo de la vida de la mina.

Labor	Unid.	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7
Rampa de acceso	m	1183	1183	0	0	0	0	0	0
Pique de vent.	m	119	119	0	0	0	0	0	0
Acceso a piques de vent.	m	163	162	0	0	0	0	0	0
Galerías pivotे	m	847	52	146	146	146	146	146	65

Tabla 10 Metros de desarrollos para cada labor y año. Elaboración propia.

Debido a que las galerías pivotе se deben desarrollar a medida que se va explotando la mina, el costo de construcción de estos será considerado como un costo operacional equivalente a 1,73 US\$/ton. La etapa de preproducción considera rampas de acceso, piques de ventilación y galerías de acceso a los piques lo que resulta en 7 meses y 20 días de preproducción considerando un ritmo de 150m de avance mensual realizando 43 frentes de 3,5m por mes, con una media de 2 tronaduras por cada 3 turnos.

6.2. Plan producción

6.2.1. Ritmo de producción

Se determina el ritmo de producción utilizando la regla de Taylor (1986) la cual utiliza el tonelaje total para determinar la vida útil de la mina. A continuación, utilizando la ecuación 1 se obtiene la producción propuesta por Taylor.

$$VOE = 0.2 * \sqrt[4]{580.000} = 5.52$$
$$ROP = \frac{580.000}{5.52 * 365} = 287$$

La regla de Taylor indica una producción de 287 tpd lo que da una producción de 105kton por año, se redondeará 274tpd para una producción de 100kton por año y una vida útil de 6,5 años considerando la preproducción para operar la mina.

6.2.2. Plan LOM

El plan de la mina considera para el primer año una producción de 35kton de mineral, equivalente a los 4 meses restantes luego del periodo de preproducción. Desde el segundo al sexto año se estima una producción de 100kton por año mientras que para el último año de producción se estiman 44kton correspondiente al tonelaje restante de la mina. Todos los años con una producción de 274 tpd. A continuación, el gráfico 2 muestra la producción anual de la vida útil de la mina.

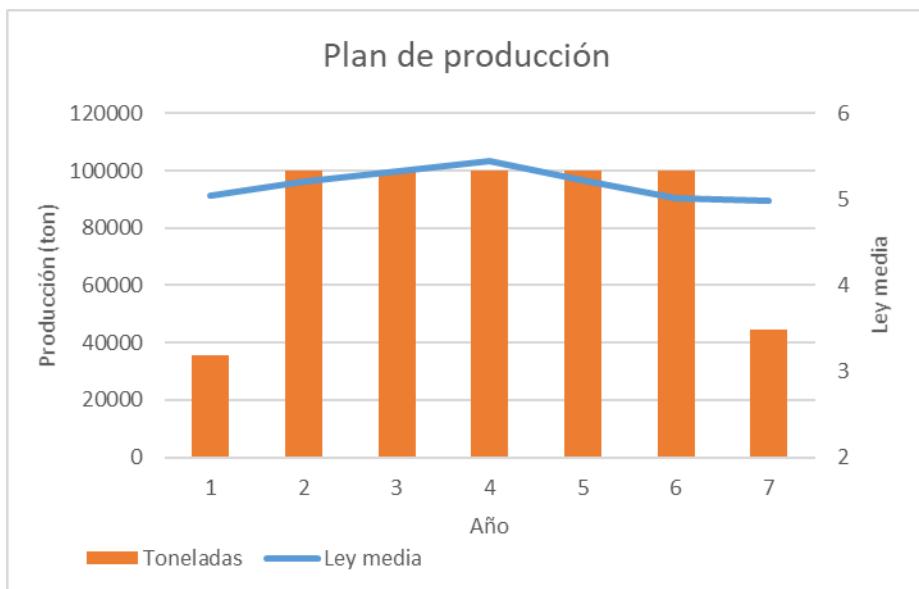


Gráfico 2 Plan de producción anual. Elaboración propia.

Se observa una ley media similar para todos los años de la mina, la ley más baja de producción se estima para 7mo año con un valor de 4,98g/ton. A continuación, la tabla 11 detalla la producción de la mina junto a su ley media y contenido de oro en onzas.

Descripción	Total	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7
Producción mineral (ton)	580.000	35.620	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000	44.380
Ley media (g/ton)	5,21	5,05	5,21	5,32	5,44	5,22	5,02	4,98
Contenido de oro (Oz)	106.590	6.345	18.378	18.766	19.189	18.413	17.707	7.796

Tabla 11 Detalle producción LOM. Elaboración propia.

6.3. Dimensionamiento de equipos

En este capítulo se estima la cantidad de equipos necesarios para la operatividad de la mina para posteriormente estimar los costos de inversión en equipos para la mina.

Los principales equipos a utilizar en este proyecto se diferencian en equipos de carguío, perforación y transporte. Los equipos propuestos cumplen con los requisitos de diseño de la mina, dimensiones, rendimiento y pendiente máxima.

6.3.1. Equipos de carguío

Los equipos de carguío son los que permiten cargar el mineral tronado a los camiones para su posterior transporte, siendo cargado a camiones o vaciado en buzones para ser transportado niveles más abajo. Para este método de explotación utilizado, el equipo más adecuado es el equipo scoop, este equipo se encarga de retirar el mineral tronado para ser descargado en los camiones de bajo perfil.

Scoop

El equipo Scoop ST2G de Epiroc es un equipo diesel con una capacidad en su balde de 4 toneladas métricas, sus dimensiones son de 1,8m de ancho y 2,2 de alto lo hacen adecuado para operar en las galerías de producción de la mina, la altura máxima que alcanza el balde es de 3,7m lo que permite realizar el carguío de material al camión dentro de las galerías de producción. La siguiente figura ilustra el equipo anteriormente descrito.



Figura 45 Equipo Scoop ST2G de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.

El cálculo de la cantidad de equipos depende del rendimiento del scoop y el tonelaje total a remover. Para este cálculo se considera una distancia media a recorrer de 50m correspondiente a la mitad del largo de los frentes de producción. A continuación, la tabla 12 detalla el rendimiento y cantidad de equipos scoop para operar la mina.

Parámetro	Valor
Capacidad balde (m³)	1,6
Fill factor (0.7-0.8) (%)	80
Densidad (ton/ m³)	2,5
Esponjamiento (%)	30
Capacidad de scoop (ton)	2,46
Distancia media (m)	50
Velocidad con carga prom. (km/hr)	10,35
Velocidad sin carga prom. (km/hr)	11,82
Tiempo (carga, descarga, etc) (min)	4
Numero de ciclos por hora (ciclos/hr)	15
Productividad efectiva (ton/hr)	36,45
Factor operacional (%)	80
Productividad horaria (ton/hr)	29.16
Utilización (%)	65
Disponibilidad (%)	85
Horas por turno (hr)	12
Turnos por día	2
Días por período	365
Rendimiento anual (ton/año)	141.131
Tonelaje a remover (ton/año)	100.000
Número de equipos (unidades)	0,70
Número total de equipos (unidades)	2

Tabla 12 Parámetros de rendimiento equipo scoop de 4 ton. Elaboración propia.

Se considera la utilización de 2 equipos scoop debido a que solo un equipo scoop no es capaz de cargar los 2 camiones debido a que el tiempo que demora en cargar un camión es mayor al tiempo que demora el segundo camión para viajar a pila, descargar y volver.

6.3.2. Equipos de Transporte

El transporte lo realiza un camión de bajo perfil capaz de ingresar a los niveles de producción de la mina, el camión se encarga de transportar el mineral hasta superficie utilizando la rampa de acceso, una vez retirado todo el mineral se encarga de transportar el relleno estéril a los niveles de producción.

Camión

El equipo MT2200 de Epiroc es un camión subterráneo articulado con una capacidad de 22 toneladas, ancho de 2,4m y alto de 2,5m lo que permite un correcto desplazamiento por las galerías de la mina. La figura 46 ilustra el equipo anteriormente descrito.



Figura 46 Camión minero MT2200 de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.

Para el dimensionamiento de equipos de transporte se considera 24km de distancia de acarreo, correspondiente a la distancia recorrida en superficie y la mitad del largo de la rampa de acceso. A continuación, la tabla 13 detalla el rendimiento y cantidad camiones para operar la mina.

Descripción	Valor
Capacidad máxima camión (Ton)	22
Distancia de acarreo (Km)	2,4
Velocidad media (km/hr)	20
Tiempo de viaje (min)	14,4
Tiempo maniobra carga (min)	0.5
Tiempo maniobra descarga (min)	0.5
Tiempo de caguío Scoop (min)	36
Tiempo ciclo del camión (min)	51,4
Productividad efectiva (ton/hr.ef)	25,68
Factor operacional (%)	80
Productividad operativa (ton/hr.op)	20,54
Disponibilidad (%)	75
Utilización (%)	80
Horas por turno (hr/turno)	12
Turno día (turno/día)	2
Período (días/año)	365
Productividad (ton/año)	107.958
Movimiento anual (kton)	100
Número de equipos (unidades)	0,92
Número de equipos total (unidades)	2

Tabla 13 Parámetros de rendimiento Camión de bajo perfil 22 ton. Elaboración propia.

Se estima necesario la utilización de 2 camiones considerando la productividad que ofrece cada equipo y siempre se encuentre al menos 1 equipo disponible. Es importante señalar que en la estimación se considera utilización, disponibilidad y factor operacional.

6.3.3. Equipos de perforación

El equipo de perforación es el encargado de generar los agujeros de tronadura para la realización de túneles y tronadura del mineral, es utilizado para la etapa de preproducción como para la etapa de producción de mineral.

Jumbo

El equipo Boomer T1 de Epiroc es un equipo de perforación frontal de un brazo para secciones transversales de hasta $23m^2$. La principal característica de este equipo son las dimensiones que posee, con un ancho de 1,3m que lo hace apto para operar en estrechas galerías. A continuación, la figura 47 muestra el equipo Boomer T1.



Figura 47 Equipo Boomer T1 de Epiroc. Recuperado de sitio oficial Epiroc 2020.

Para este proyecto se utiliza 2 equipos jumbo debido a que se puede explotar 2 frentes de manera simultánea, lo que permite reducir los periodos de perforación y fortificación, además evitar detenciones por la no disponibilidad de un equipo.

6.4. Costos

Los costos utilizados en este proyecto corresponden a los costos del proyecto el Compas de México (2017) y el proyecto Segovia de Colombia (2019), ambos con métodos de explotación cut and fill para la extracción de oro y ritmo de producción similar a la de este estudio.

6.4.1. Costos operacionales

El costo operacional corresponde al costo necesario para la producción de mineral, su unidad es de US\$/ton y se desglosa en costo mina, costo planta, y costos generales y de administración. A continuación, se detallan los costos estimados que se utilizan en este estudio.

El costo mina utilizado es de 49,58 US\$/ton y corresponde a la media de los costos mina de la veta Orito (53,95 US\$/ton) y veta Compas (45,21 US\$/ton). Al costo mina propuesto se le suma el costo del desarrollo de las galerías pivote, que es un equivalente a 1,73 US\$ por cada tonelada de mineral, siendo 51,31 el costo mina final a utilizar.

El costo planta y la recuperación utilizada en este estudio es de 30US\$/ton y 90% respectivamente, valores basados en los datos de la planta María Dama ubicada en Colombia, con leyes de oro promedio de 5,12 g/ton y un procesamiento de 85kton por año.

Los costos generales y de administración se estiman en 14 US\$/ton, costos obtenidos del informe del proyecto el Compas. A continuación, la siguiente tabla muestra el costo operacional por tonelada del proyecto y el desglosado de los costos.

Descripción	Costo US\$/ton
Costo mina	51,31
Costo planta y procesamiento	30
Costos generales y de administración	20
Costo operacional	101,32

Tabla 14 Costos operacionales por tonelada de mineral. Elaboración propia.

6.4.2. Inversión de capital

El presente estudio considera la inversión de equipos, planta, desarrollos de la mina e infraestructura para el análisis económico, costos obtenidos basados en estudio de proyectos mineros de extracción de oro con el método de cut and fill.

Inversión equipos

Para la inversión en equipos se utilizan los valores utilizados en el proyecto El Compas aplicando un factor de 1,43 correspondiente a la sobreproducción del proyecto en estudio (100kton) respecto a la producción del proyecto el Compas (70kton). Se considera además los costos de los equipos mineros descritos en el capítulo Equipos. A continuación, la tabla 15 contiene los costos de inversión en equipos para el presente estudio.

Descripción	Unidades	Total (US\$)
Scoop ST2G	2	600,000
Camión MT2200	2	700,000
Jumbo Boomer T1	2	800,000
Ventiladores subterráneos	6	119,977
Ventiladores principales	1	71,500
Bombas principales	1	214,500
Construct Portal	1	214,500
Costruct main sump	1	357,500
Compresores	1	193,908
Sub-estaciones eléctricas	1	157,300
Refugios	1	143,143
Instalaciones de almacenamiento de detonadores	1	71,500
Instalaciones de almacenamiento de explosivos	1	71,500
Instalaciones de rescate Superficie/Mina	1	71,500
Ingeniería	1	71,500
Total (kUS\$)		3,858,328

Tabla 15 Inversión estimada en equipos para el proyecto. Elaboración propia.

Inversión planta

El costo de inversión para una planta de procesamiento se estima en base a el costo utilizado en el informe del proyecto Terronera (2017) ubicado en México. La inversión estimada corresponde a 9.314 KUS\$ para una planta con una capacidad de procesamiento de 301 tpd, correspondiente a un 10% por sobre la producción de la mina en caso de contingencias.

Inversión desarrollo mina

Para el plan de desarrollo se utilizan costos señalados en el proyecto El Compas, para los desarrollos de la mina, A continuación, la tabla 16 indica los costos de los desarrollos para cada año.

Labor	US\$/m	Longitud (m)	Año 1
Rampa de acceso	1183	1124	1.329.692
Piques de ventilación	570	119	67.830
Acceso a piques de vent.	1183	163	192.829
		Subtotal (US\$)	1.590.351
		Contingencia (10%)	159.035
		Total (US\$)	1.749.386

Tabla 16 Inversión en desarrollos de mina. Elaboración propia.

La tabla anterior considera el costo de los desarrollos de preproducción por lo que el desarrollo de las galerías pivote y de producción quedan excluidos como costo de capital. Se aplica una contingencia del 10% para obtener unos costos más conservadores en el análisis del proyecto.

Inversión total

Para los costos de infraestructura, instalaciones de relaves y costos indirectos se utilizan los señalados en el proyecto El Compas con el factor de reajuste de 1,43 señalado anteriormente. A continuación, la tabla 17 contiene el detalle de los costos de inversión utilizados en el estudio.

Descripción	Costo estimado (KUS\$)
Costos directos	
Infraestructura	950
Desarrollo mina	1,749
Equipamiento mina	3,286
Planta de procesamiento	9,314
Instalaciones de relaves	736
Total costos directos	16,035
Costos indirectos	
Costos del propietario	543
Ingeniería	258
PM/CM	943
Total costos indirectos	1,744
Subtotal costos directos + indirectos	17,779
Contingencia (10%)	1,777
Total costo del proyecto	19,557

Tabla 17 Inversión de capital para el proyecto. Elaboración propia.

7. Análisis económico

Este capítulo considera el estudio económico de la mina, considerando los beneficios y costos año a año, actualizados con una tasa de descuento del 10%, el precio de venta corresponde al promedio del precio de venta desde el inicio del año 2018 hasta el término del primer semestre del año 2020.

La depreciación de los equipos utilizada en este estudio corresponde al 10% del costo de inversión anual. Se estima un valor residual del 30% para los equipos de perforación, carguío y transporte. El cálculo de la depreciación anual y costo residual de los equipos se encuentra como anexo al final del documento.

7.1. Precio del oro

El precio estándar de oro utilizado en este estudio es de 1400US\$/Oz lo cual corresponde al precio promedio del oro desde el inicio del año 2018 a la primera mitad del año 2020. El precio promedio es de 1.398,8 (US\$/Oz) lo que fue redondeado a 1400 (US\$/Oz). A continuación, el gráfico 3 indica el valor de la onza de oro en el periodo indicado.



Gráfico 3 Precio del oro en los últimos 2 años. Datos obtenidos de es.investing.com

Se observa un alza del precio del oro en los últimos años, el precio promedio considerando desde el inicio del año 2019 hasta el primer semestre de 2020 corresponde a 1.481,5 US\$/Oz.

7.2. Flujo de caja

El flujo de caja en este estudio considera los costos de inversión del proyecto, ingresos por venta de mineral, costos operativos y utilidades año a año antes y después de impuestos (25%).

Los indicadores económicos de VAN, TIR y Payback, permiten estimar la rentabilidad de un proyecto. El proyecto se analizará utilizando una tasa de descuento de 10%. A continuación, el gráfico 4 contiene el flujo de caja de cada año del proyecto con valores actualizados.

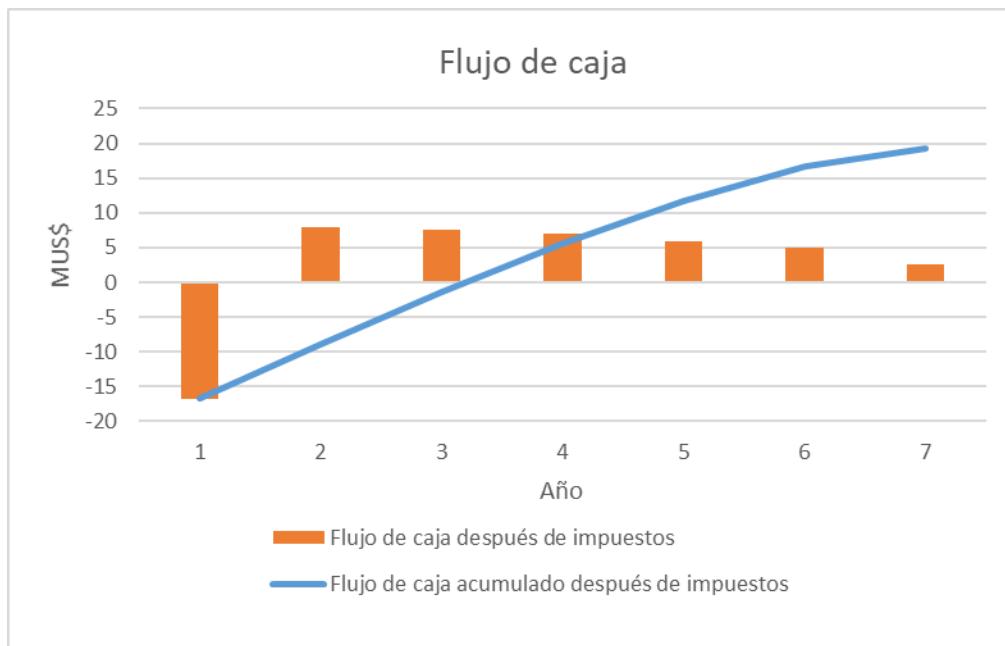


Gráfico 4 Flujo de caja de proyecto. Elaboración propia

El gráfico 4 representa el flujo de caja que posee el proyecto año a año, se aprecia que se estima recuperar la inversión del proyecto posterior al tercer año de producción y obtener una utilidad después de impuestos cercana a 20MUS\$ en la totalidad del proyecto.

Se observa que desde el cuarto año el flujo de caja acumulado es positivo, aumentando los siguientes años hasta el término del proyecto. El flujo de caja año a año presenta una baja variación, debido a la ley media de oro para cada año. A continuación, la tabla 18 detalla el flujo de caja del proyecto.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7
Toneladas tratadas (ton)	35,620	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	44,380
Ley media	5.05	5.21	5.32	5.44	5.22	5.02	4.98
Producción de oro (oz)	6345	18378	18766	19189	18413	17707	7796
Recuperación metalúrgica	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Precio oro	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400
Costo operacional	\$ 119.8	\$ 119.8	\$ 119.8	\$ 119.8	\$ 119.8	\$ 119.8	\$ 119.8
Ingreso por ventas	\$ 7,994,700	\$ 23,156,280	\$ 23,645,160	\$ 24,178,140	\$ 23,200,380	\$ 22,310,820	\$ 9,822,960
Costos variables	\$ 4,267,276	\$ 11,980,000	\$ 11,980,000	\$ 11,980,000	\$ 11,980,000	\$ 11,980,000	\$ 5,316,724
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
U.A.I.	\$ 3,727,424	\$ 9,974,892	\$ 10,463,772	\$ 10,996,752	\$ 10,018,992	\$ 9,129,432	\$ 3,304,848
Impuesto (25%)	\$ 931,856	\$ 2,493,723	\$ 2,615,943	\$ 2,749,188	\$ 2,504,748	\$ 2,282,358	\$ 826,212
U.D.I.	\$ 2,795,568	\$ 7,481,169	\$ 7,847,829	\$ 8,247,564	\$ 7,514,244	\$ 6,847,074	\$ 2,478,636
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
Flujo de caja operacional	\$ 2,795,568	\$ 8,682,557	\$ 9,049,217	\$ 9,448,952	\$ 8,715,632	\$ 8,048,462	\$ 3,680,024
Inversión fija	\$ -19,557,000						
Valor residual de la inversión							\$ 809,965
Flujo de capitales	\$ -19,557,000						\$ 809,965
Flujo de caja	\$ -16,761,432	\$ 8,682,557	\$ 9,049,217	\$ 9,448,952	\$ 8,715,632	\$ 8,048,462	\$ 4,489,989
Factor de descuento	1 0.909090909	0.826446281	0.751314801	0.683013455	0.620921323	0.56447393	
Flujo de caja actualizado (10%)	\$ -16,761,432	\$ 7,893,234	\$ 7,478,692	\$ 7,099,137	\$ 5,952,894	\$ 4,997,462	\$ 2,534,482
Flujo de caja actualizado acumulado	\$ -16,761,432	\$ -8,868,198	\$ -1,389,507	\$ 5,709,631	\$ 11,662,525	\$ 16,659,986	\$ 19,194,468

Tabla 18 Flujo de caja detallado del proyecto. Elaboración Propia.

La tabla anterior detalla el flujo de caja para todo el proyecto, se observa que para el primer año se invierte la totalidad del capital de inversión del proyecto, el cual es recuperado luego del tercer año de producción con un payback de aproximadamente 3,2 años. Los años con mayor ley media son el tercer y cuarto año, pero el flujo de caja actualizado indica.

El VAN supera los 19MUS\$, llegando casi al monto de inversión del proyecto, la tasa de descuento del 10% no afecta en mayor medida la rentabilidad del proyecto debido a que la vida útil de la mina solo llega a 6,5 años.

La tasa interna de retorno del proyecto es de 46%, mayor a la tasa de descuento aplicada al proyecto lo que lo convierte en un proyecto económicamente rentable

7.3. Análisis de sensibilidad

Se realizan 2 análisis de sensibilidad utilizando el VAN del proyecto para entender el comportamiento de la rentabilidad del proyecto ante cambios en costos, precios y ritmos de producción.

El primer análisis estudia la rentabilidad del proyecto variando el costo operacional, inversión de capital y precio de venta, mientras que el segundo estudia distintos ritmos de producción en la mina.

7.3.1. Análisis CAPEX, OPEX, Precio vs VAN

Para este análisis se utiliza los valores de CAPEX, OPEX y Precio de oro utilizados en el proyecto y una variación de +/- 20%. Los valores utilizados para el análisis se encuentran en la siguiente tabla.

Parámetro	-20%	+0%	+20%
CAPEX	15.645.600	19.557.000	23.468.400
OPEX	95,84	119,80	143,76
Precio de oro	1.120	1.400	1.680

Tabla 19 Valores de CAPEX, OPEX y Precio de oro utilizados en análisis. Elaboración propia.

A continuación, el grafico 5 contiene el VAN del proyecto respecto a la variación de CAPEX, OPEX y precio de oro.

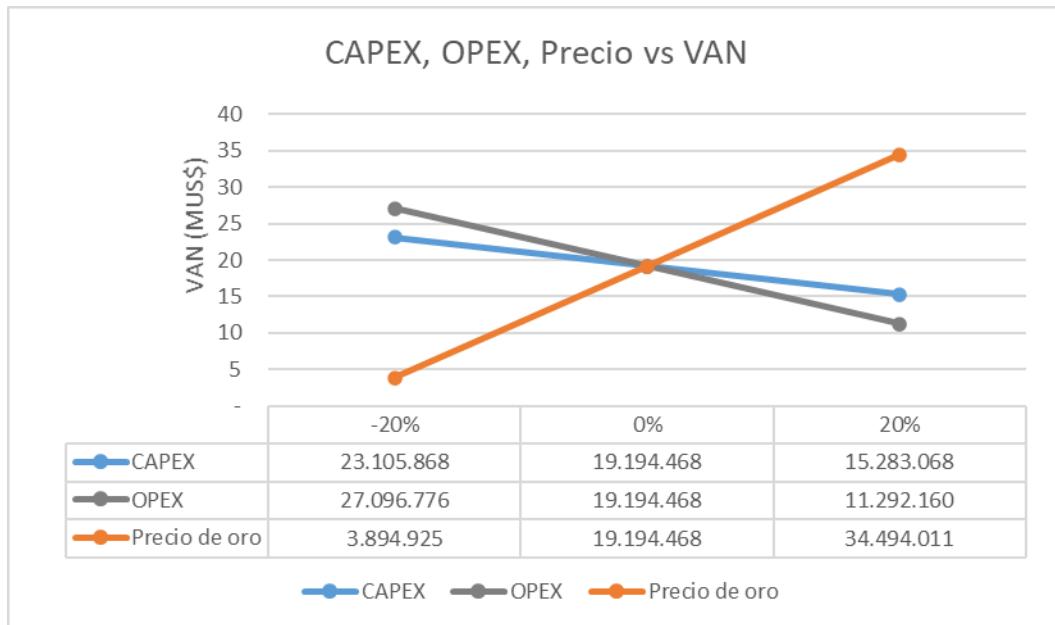


Gráfico 5 Precio de oro vs VAN. Elaboración propia.

El parámetro que afecta en menor medida la rentabilidad del proyecto es el CAPEX, variando el VAN entre 15 y 23 MUS\$. La variación del OPEX se ve reflejada en un VAN del proyecto entre 11 y 27MUS\$, lo que invita a reducir en lo posible el OPEX del proyecto.

El precio del oro es el que más afecta la rentabilidad del proyecto, con valores de 1.120 US\$/oz el VAN del proyecto disminuye a menos de 4 MUS\$, 5 veces menor a la inversión de capital necesaria para desarrollar el proyecto, por otro lado, cuando el precio de oro se considera en 1680 US\$/oz el VAN del proyecto sube hasta los 34MUS\$ lo que lo convierte en un proyecto más rentable aún.

7.3.2. Análisis ritmo de producción vs VAN

Debido a que la ley media de oro al año es similar para cada año, se establece una ley media de 5,22 g/ton fija para todo año, con el fin de estudiar la variación del VAN con respecto al ritmo de producción.

El ritmo de producción para el proyecto está establecido en 274 tpd. Este análisis considera los valores de producción por día de $274 \pm 10\%$ y $\pm 20\%$.

Para este análisis se estima la inversión de capital fija (respecto a la inversión de capital para 274 tpd) por lo que lo único que varía en este análisis es el ritmo de producción. Los cálculos de este análisis se encuentran como anexo al final del documento. A continuación, el gráfico 6 muestra el VAN obtenido para cada ritmo de producción.

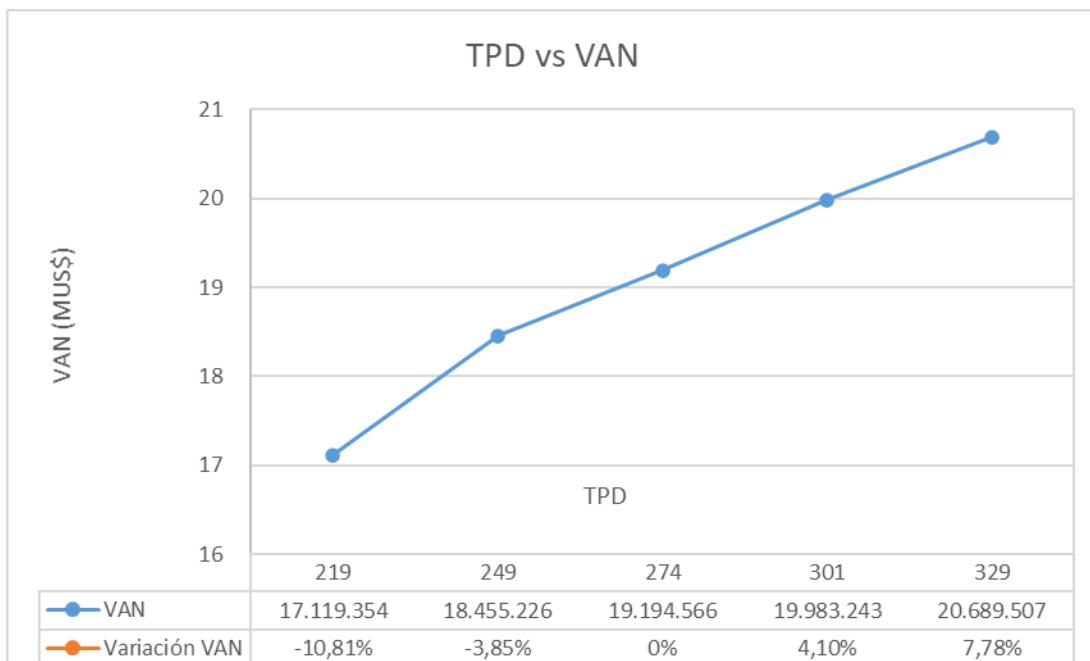


Gráfico 6 Ritmo de producción vs VAN. Elaboración propia.

Se observa una directa relación entre el ritmo de producción y la rentabilidad esperada para el proyecto, la variación de VAN corresponde al porcentaje en que varía el VAN respecto al ritmo de producción original (274 tpd). un aumento de producción de apenas 10% genera alrededor de 4% de ganancias extras, una pendiente similar para todos los ritmos de producción excepto con un ritmo de producción de 219 tpd, en donde la disminución del VAN es bastante mayor llegando a disminuir en un 10,81%. Esto se debe a que con un ritmo de producción tan bajo la vida útil de la mina llega a los 8 años completos lo que implica que el último año la utilidad sea más baja debido a la tasa de descuento. Para el caso de 249 tpd también se estiman 8 años de vida útil, pero en este último año solo una producción de 2320 ton, aproximadamente la producción de 10 días por lo que la producción afectada por la tasa de descuento del 8vo año es mínima comparada al caso anterior.

8. Resultados y discusión

El método de cut and fill es ampliamente utilizado en explotación de oro y plata, si bien el costo de extracción asociado a este método es alto, permite explotar el yacimiento en estudio a pesar de la baja competencia y geometría presente en la veta. La particular secuencia de extracción propuesta permite explotar el caserón de forma segura utilizando fortificación en el caserón y en la galería previa a este.

El estudio de estabilidad de los caserones permitió establecer las dimensiones del caserón para realizar una explotación estable de la mina, el diseño de estos caserones logra una recuperación de 94% del mineral gracias a la herramienta MSO y al método iterativo que utiliza, realizar el diseño de caserones de forma manual no hubiese permitido lograr una recuperación tan alta.

Respecto a la rentabilidad del proyecto, los resultados de VAN, TIR y Payback indican que el proyecto propuesto es rentable con un VAN de poco más de 19MUS\$ después de 6,5 años de explotación y recuperación de la inversión en la mitad del proyecto (3,2 años). La tasa de descuento utilizada (10%) no afecta en mayor medida a la rentabilidad del proyecto debido a que para que el proyecto obtenga un VAN negativo se debería aplicar una tasa de descuento desde 46% (TIR).

Sobre el ritmo de explotación, el análisis de sensibilidad indica que, si bien el ritmo de 249 tpd es rentable, se puede lograr un 4,10% y 7,78% extra en el VAN del proyecto si se considera un ritmo de producción de 10 y 20 % por sobre el ritmo de producción propuesto. Por otro lado, una disminución del 20% en el ritmo de producción impactaría negativamente en el VAN del proyecto con 10,81% por debajo de lo estimado inicialmente.

El segundo análisis de sensibilidad permite concluir que el precio de venta es el que influye en mayor medida a la rentabilidad del proyecto, mientras que la variación en el CAPEX y OPEX genera menor impacto en la rentabilidad, con un VAN desde 10MUS\$ lo que sugiere rentable el proyecto aún con un aumento de 20% en OPEX o CAPEX. Respecto a la variación del precio de venta, si bien el precio de oro en el año 2020 ha superado los 1800 US\$/oz, el valor de 1400 US\$/oz se considera un precio de venta adecuado para la evaluación del proyecto. Considerando que los costos utilizados son estimativos y pueden variar con un análisis más detallado, se concluye que el proyecto es rentable considerando los costos utilizados.

La utilización de la herramienta MSO resultó ser simple e intuitiva, los resultados obtenidos con la herramienta como recuperación y dilución se logran gracias al funcionamiento automatizado que ofrece MSO y solo se podría lograr con decenas de horas de trabajo si se realizara de forma análoga.

9. Bibliografía

- Universidad Nacional del Altiplano. (1999). *Explotación subterránea: métodos y casos prácticos*. Universidad Nacional del Altiplano. Facultad de Ingeniería de Minas. 150-171.
- Suorineni, F. (2010). *The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward*. International Journal of Mining.
- Rocscience. (2020). Show model yield zones in probabilistic analysis [Figura]. Recuperado de https://www.rockscience.com/help/rs2/#t=getting_started%2FRS2_Applications_Overview.htm
- Stewart S. B. V. and Forsyth W. W. (1995). *The Mathews method for open stope design*. Canadian Institute of Mining. 45-53.
- Potvin (1988). *Empirical open stope design in Canada*. Vancouver. The university of British Columbia.
- Hoek, E., Kaiser, P.K. y Bawden, W.F. (1995) *Support of Underground Excavation in Hard Rock*. Rotterdam. Balkema.
- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. J. (2001). *Extending the Mathews stability graph for open-stope design*. Mining Technology, 110(1), 27-39.
- Hustrulid, W y Bullock, R. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- López Aburto. (1994). *Manual para la selección de métodos de explotación de minas*. México, D.F.: Universidad Nacional Autónoma de México.
- López Aburto (2003). *Fundamentos para la explotación de minas*. México D.F. Universidad Nacional Autónoma de México
- Deere, D. U., & Deere, D. W. (1988). *The rock quality designation (rqd) index in practice*. In Symposium on Rock Classification Systems for Engineering Purposes, 1987, Cincinnati, Ohio, USA.
- Deere, D.U., Hendron, A.J. Patton, F.D. and Cording, E.J. 1967. *Design of surface and near surface construction in rock*. In *Failure and breakage of rock*. proc. 8th U.S. symp. rock mech., (ed. C. Fairhurst), 237-302. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrolm Engrs.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock mechanics, 6(4), 189-236.
- Taylor, H.K., 1986, *Rates of working mines; a simple rule of thumb*. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, v. 95, section A, p. 203-204.
- Nicholas, D.E. (1981). 'Method Selection—A Numerical Approach,' *Design and Operation of Caving and Sublevel Stoping Mines*. D. Stewart, (ed.). SME-AIME. New York.
- Hutchinson, D.J. and Diederichs, M.S. (1996). *Cablebolting in Underground Mines*. Bi Tech Publishers, Richmond.
- Histórico del precio de oro. (2020). Recuperado 30 de junio de 2020, de Investing.com website: <https://es.investing.com/commodities/gold-historical-data>.

- Endeavour Silver. (2017). NI 43-101 *Technical report preliminary economic assessment for the El Compas project*. Recuperado de https://s22.q4cdn.com/579360173/files/tech_reports/en/El_Compas_Mar2017_TechReport.pdf/.
- SRK Consulting. (2019). NI 43-101 *Technical report prefeasibility study Segovia project Colombia*. Recuperado de https://s21.q4cdn.com/834539576/files/doc_downloads/TechnicalReports/Segovia_PFS2018_NI43-101-Final.pdf/.
- StudioUG (2.3.27.0). [Software]. (2020). Canada: Datamine software.

10. Anexos

DESCRIPTION	VALUE	NOTES
1. ROCK QUALITY DESIGNATION	RQD	
A. Very poor	0 - 25	1. Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q.
B. Poor	25 - 50	
C. Fair	50 - 75	
D. Good	75 - 90	2. RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate.
E. Excellent	90 - 100	
2. JOINT SET NUMBER	J_n	
A. Massive, no or few joints	0.5 - 1.0	
B. One joint set	2	
C. One joint set plus random	3	
D. Two joint sets	4	
E. Two joint sets plus random	6	
F. Three joint sets	9	1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$
G. Three joint sets plus random	12	
H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc.	15	2. For portals use $(2.0 \times J_n)$
J. Crushed rock, earthlike	20	
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	J_r	
<i>a. Rock wall contact</i>		
<i>b. Rock wall contact before 10 cm shear</i>		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough and irregular, undulating	3	
C. Smooth undulating	2	
D. Slickensided undulating	1.5	1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m.
E. Rough or irregular, planar	1.5	
F. Smooth, planar	1.0	
G. Slickensided, planar	0.5	2. $J_r = 0.5$ can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength.
<i>c. No rock wall contact when sheared</i>		
H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
J. Sandy, gravelly or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕr degrees (approx.)
<i>a. Rock wall contact</i>		
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling	0.75	1. Values of ϕr , the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present.
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	25 - 35
C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	2.0	25 - 30
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening)	3.0	20 - 25
E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less in thickness)	4.0	8 - 16

Anexo 1 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hock et al (1995).

DESCRIPTION	VALUE	NOTES	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ degrees (approx.)	
<i>b. Rock wall contact before 10 cm shear</i>			
F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc.	4.0	25 - 30	
G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	6.0	16 - 24	
H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	8.0	12 - 16	
J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water.	8.0 - 12.0	6 - 12	
<i>c. No rock wall contact when sheared</i>			
K. Zones or bands of disintegrated or crushed L. rock and clay (see G, H and J for clay M. conditions)	6.0 8.0 8.0 - 12.0	6 - 24	
N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening	5.0		
O. Thick continuous zones or bands of clay P. & R. (see G.H and J for clay conditions)	10.0 - 13.0 6.0 - 24.0		
5. JOINT WATER REDUCTION	J_w	approx. water pressure (kgf/cm ²)	
A. Dry excavation or minor inflow i.e. < 5 l/m locally	1.0	< 1.0	
B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	0.66	1.0 - 2.5	
C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5	2.5 10.0	- 1. Factors C to F are crude estimates; increase J_w if drainage installed.
D. Large inflow or high pressure	0.33	2.5 10.0	-
E. Exceptionally high inflow or pressure at blasting, decaying with time	0.2 - 0.1	> 10	2. Special problems caused by ice formation are not considered.
F. Exceptionally high inflow or pressure	0.1 - 0.05	> 10	
6. STRESS REDUCTION FACTOR	SRF		
<i>a. Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated</i>			
A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock any depth)	10.0	1. Reduce these values o the relevant shear zones only influence but f SRF by 25 - 50% if do not intersect the excavation	
B. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth < 50 m)	5.0		
C. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth > 50 m)	2.5		
D. Multiple shear zones in competent rock (clay free), loose surrounding rock (any depth)	7.5		
E. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation < 50 m)	5.0		
F. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation > 50 m)	2.5		
G. Loose open joints, heavily jointed or 'sugar cube', (any depth)	5.0		

Anexo 2 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hoek et al (1995).

DESCRIPTION		VALUE	NOTES
6. STRESS REDUCTION FACTOR		SRF	
b. Competent rock, rock stress problems			
H. Low stress, near surface	σ_c/σ_1	$\sigma_t\sigma_1$	2. For strongly anisotropic virgin stress field (if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c
J. Medium stress	> 200	> 13	to $0.8\sigma_c$ and σ_t to $0.8\sigma_t$. When $\sigma_1/\sigma_3 > 10$,
K. High stress, very tight structure	200 - 10	13 - 0.66	reduce σ_c and σ_t to $0.6\sigma_c$ and $0.6\sigma_t$, where
(usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability)	10 - 5	0.66 - 0.33	σ_c = unconfined compressive strength, and σ_t = tensile strength (point load) and σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses.
L. Mild rockburst (massive rock)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10
M. Heavy rockburst (massive rock)	< 2.5	< 0.16	10 - 20
c. Squeezing rock, plastic flow of incompetent rock under influence of high rock pressure			
N. Mild squeezing rock pressure		5 - 10	3. Few case records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).
O. Heavy squeezing rock pressure		10 - 20	
d. Swelling rock, chemical swelling activity depending on presence of water			
P. Mild swelling rock pressure		5 - 10	
R. Heavy swelling rock pressure		10 - 15	
ADDITIONAL NOTES ON THE USE OF THESE TABLES			
When making estimates of the rock mass Quality (Q), the following guidelines should be followed in addition to the notes listed in the tables:			
1. When borehole core is unavailable, RQD can be estimated from the number of joints per unit volume, in which the number of joints per metre for each joint set are added. A simple relationship can be used to convert this number to RQD for the case of clay free rock masses: $RQD = 115 - 3.3 J_V$ (approx.), where J_V = total number of joints per m^3 ($0 < RQD < 100$ for $35 > J_V > 4.5$).			
2. The parameter J_n representing the number of joint sets will often be affected by foliation, schistosity, slaty cleavage or bedding etc. If strongly developed, these parallel 'joints' should obviously be counted as a complete joint set. However, if there are few 'joints' visible, or if only occasional breaks in the core are due to these features, then it will be more appropriate to count them as 'random' joints when evaluating J_n .			
3. The parameters J_r and J_a (representing shear strength) should be relevant to the weakest significant joint set or clay filled discontinuity in the given zone. However, if the joint set or discontinuity with the minimum value of J_r/J_a is favourably oriented for stability, then a second, less favourably oriented joint set or discontinuity may sometimes be more significant, and its higher value of J_r/J_a should be used when evaluating Q. The value of J_r/J_a should in fact relate to the surface most likely to allow failure to initiate.			
4. When a rock mass contains clay, the factor SRF appropriate to loosening loads should be evaluated. In such cases the strength of the intact rock is of little interest. However, when jointing is minimal and clay is completely absent, the strength of the intact rock may become the weakest link, and the stability will then depend on the ratio rock-stress/rock-strength. A strongly anisotropic stress field is unfavourable for stability and is roughly accounted for as in note 2 in the table for stress reduction factor evaluation.			
5. The compressive and tensile strengths (σ_c and σ_t) of the intact rock should be evaluated in the saturated condition if this is appropriate to the present and future in situ conditions. A very conservative estimate of the strength should be made for those rocks that deteriorate when exposed to moist or saturated conditions.			

Anexo 3 Tabla de clasificación de parámetros utilizados en índice Q de Barton (1974). Recuperado de Hoek et al (1995).

Yacimiento	Forma general yacimiento			Ancho del yacimiento				Orientación			Distribución de las leyes		
	Masivo	Tabular/plata	Irregular	Ancho	Intermedio	Ancho	Muy ancho	Horizontal	Intermedio	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Método explotación													
Open Pit	3	2	0	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	1	4	2	0
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	1	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3	1	1	1	4	2	0
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	0	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3
Mineral	Competencia macizo			Espaciamiento Fracturas				Condición estructuras					
Método explotación	Baja	Mediana	Alta	muy cercanas	poco espac.	Espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	alta			
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4			
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0			
Sublevel Stoping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4			
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2			
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0			
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4			
Shrinkage Stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4			
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	2	3	3			
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4			
Square Set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2			
Pared Colgante	Competencia macizo			Espaciamiento Fracturas				Condición estructuras					
Método explotación	Baja	Mediana	Alta	muy cercanas	poco espac.	Espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	alta			
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4			
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0			
Sublevel Stoping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4			
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0			
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0			
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4			
Shrinkage Stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0			
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2			
Top Slicing	4	2	1	3	3	2	2	4	3	2			
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2			
Pared Pendiente	Competencia macizo			Espaciamiento Fracturas				Condición estructuras					
Método explotación	Baja	Mediana	Alta	muy cercanas	poco espac.	Espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	alta			
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4			
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3			
Sublevel Stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4			
Sublevel Caving	0	4	4	0	1	3	4	0	2	4			
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3			
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3			
Shrinkage Stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	2			
Cut and Fill Stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2			
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3			
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2			
Factores de peso													
Geometría yacimiento													
Masivo	yacimiento masivo												
Tabular	2 dimensiones mayor a su potencia												
Irregular													
Potencia	min												
Ancho	0												
Intermedio	10												
Ancho	30												
Muy ancho	100												
Manteno	min												
Horizontal	0												
Intermedio	20												
Vertical	55												
Distr. Leyes													
Uniforme													
Gradacional													
Deseminado													
Roca intacta UCS/ft													
Baja	0												
Mediana	8												
Alta	15												
Espaciamiento estructuras mm													
muy cercanas	15												
poco espac.	10												
Espaciadas	3												
muy espaciad:	0												
Condición estructuras													
baja	sin relleno												
mediana	sin relleno/rugosas												
alta	relleno mineral > competente que roca intacta												
Profundidad (m)													
Mineral	130												
Pared colgante	301												
Pared piso	301												
Metodo	Yacimiento												
Open Pit	11												
Block Caving	6												
Sublevel Stoping	8												
Sublevel Caving	7												
Longwall mining	6												

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R) PARA PARED COLGANTE								
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALORACION
	VALOR ESTIMADO							
R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	x 25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	4
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	x 50-75 (13)	25-50 (8)	<25	(3)	13	
ESPAZAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	x 0.06-0.2 (8)	<0.06	(5)	8	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	x <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	x 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	x Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	
	RELENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	x Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	1	
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	x Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	2	
AGUA SUBTERRANEA	x Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		15	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								56
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			III
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

Anexo 5 Resultados de cálculo de RMR para pared colgante.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R) PARA MINERAL								
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALORACION
	VALOR ESTIMADO							
R. COMPRE UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	x 25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	4
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	x 50-75 (13)	25-50 (8)	<25	(3)	13	
ESPAZAMIENTO (m)	>2 (20)	x 0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06	(5)	15	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	x <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	x 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	x Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	
	RELENO	Limpia (6)	x Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4	
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	x Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	x Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		10	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								64
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			II
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

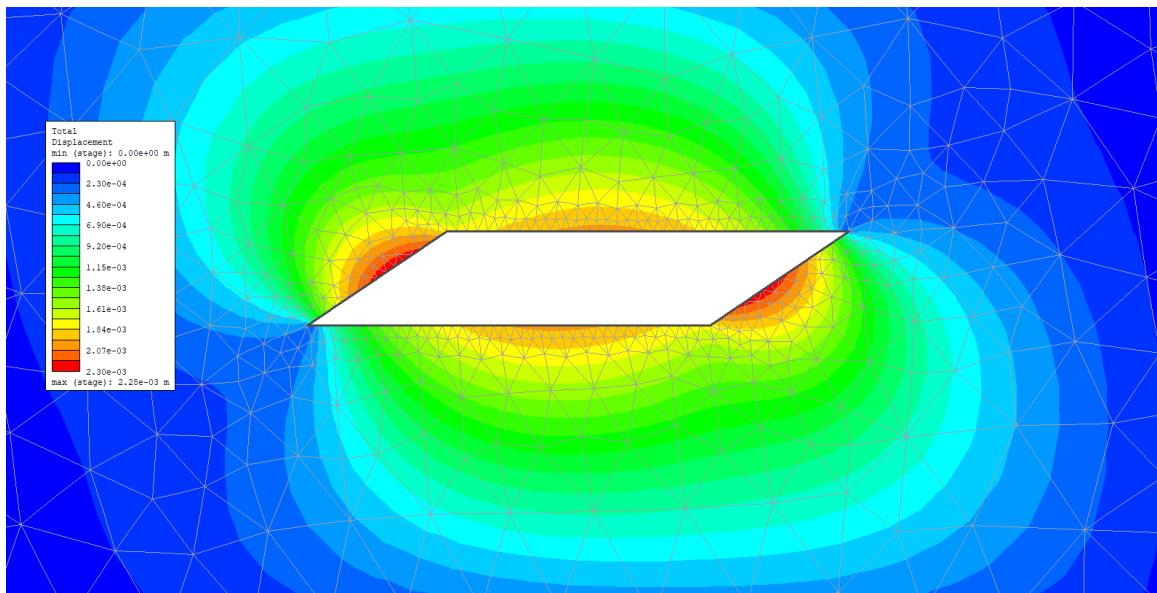
Anexo 6 Resultados de cálculo de RMR para mineral.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R) PARA PARED YACENTE								
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALORACION
	VALOR ESTIMADO							
R. COMPRE UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	x 25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	4
RQD %	90-100 (20)	x 75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25	(3)	17	
ESPAZAMIENTO (m)	>2 (20)	x 0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06	(5)	15	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	x <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	x 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	x Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	
	RELENO	Limpia (6)	x Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4	
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	x Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	x Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		10	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								68
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			II
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

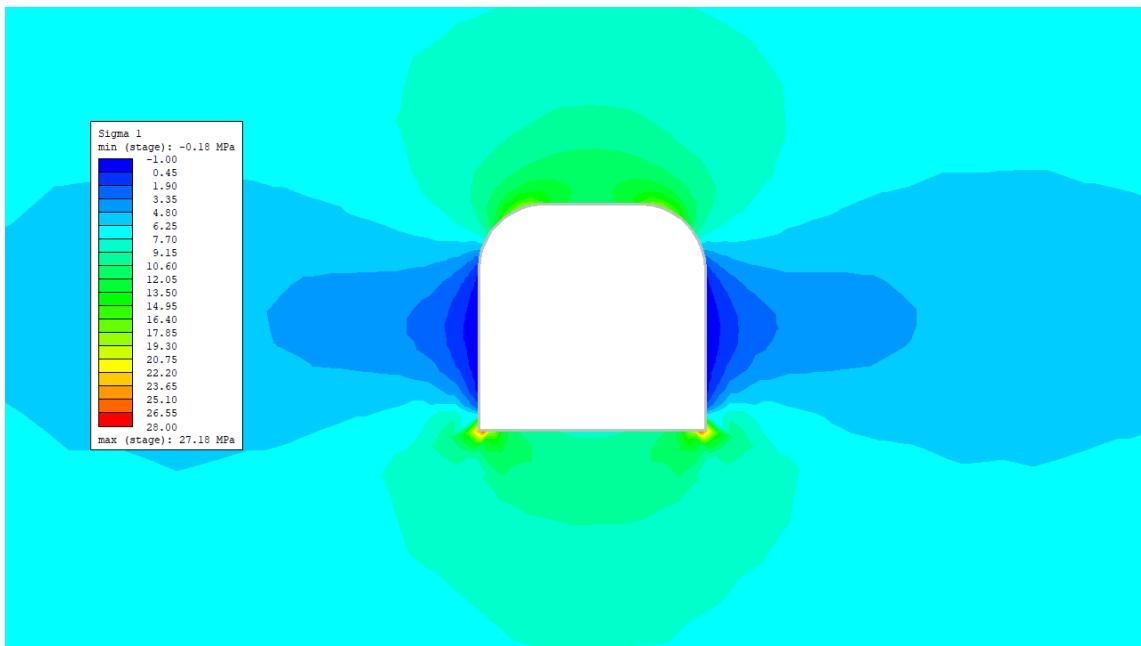
Anexo 7 Resultados de cálculo de RMR para pared yacente. Elaboración propia.

Resistencia de la roca intacta	σ_{ci}	30 MPa
Constante de Hoek-Brown	m_i	15,6
Indice Geológico de Resistencia	GSI	65 (media)
Constante de Hoek-Brown	m_b	4,5
Constante de Hoek-Brown	s	0,02
Constante de Hoek-Brown	a	0,5
Angulo de Fricción	ϕ'	40º
Cohesión	c'	2,0 MPa
Resistencia en compresión	σ_{cm}	8,2 MPa
Resistencia en tracción	σ_{tm}	-0,14 MPa
Módulo de deformación	E_m	13 GPa

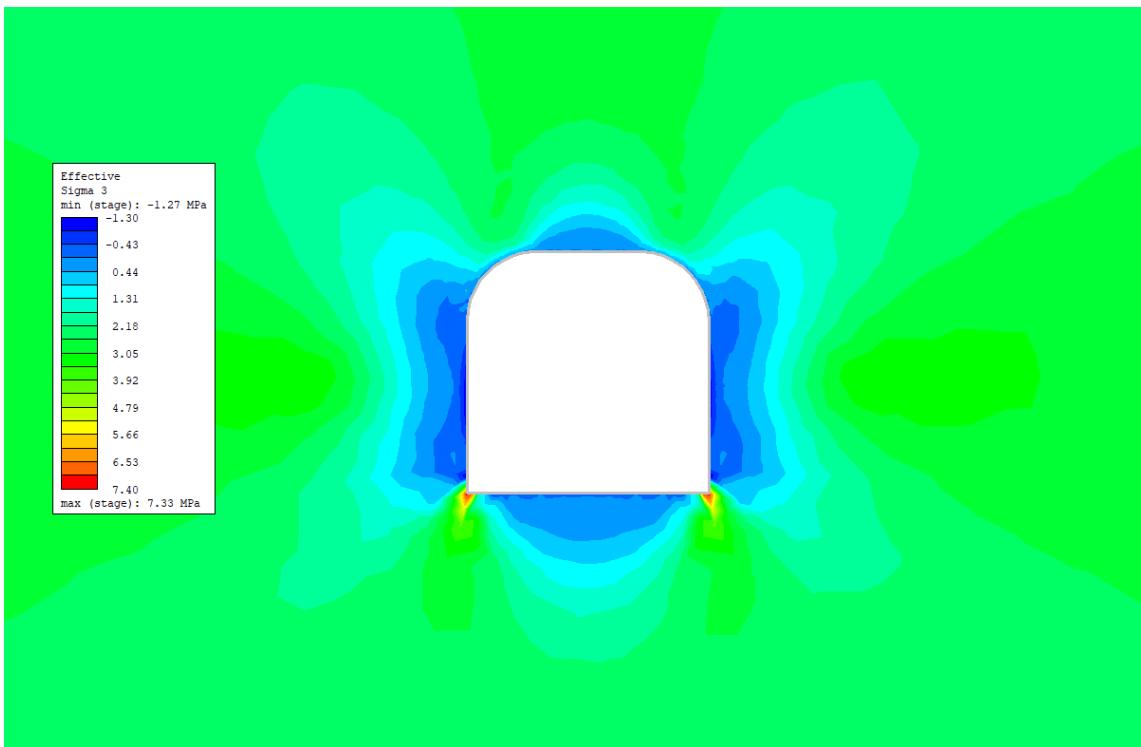
Anexo 8 Valores utilizados para simulación con software RS2 de Rocscience.



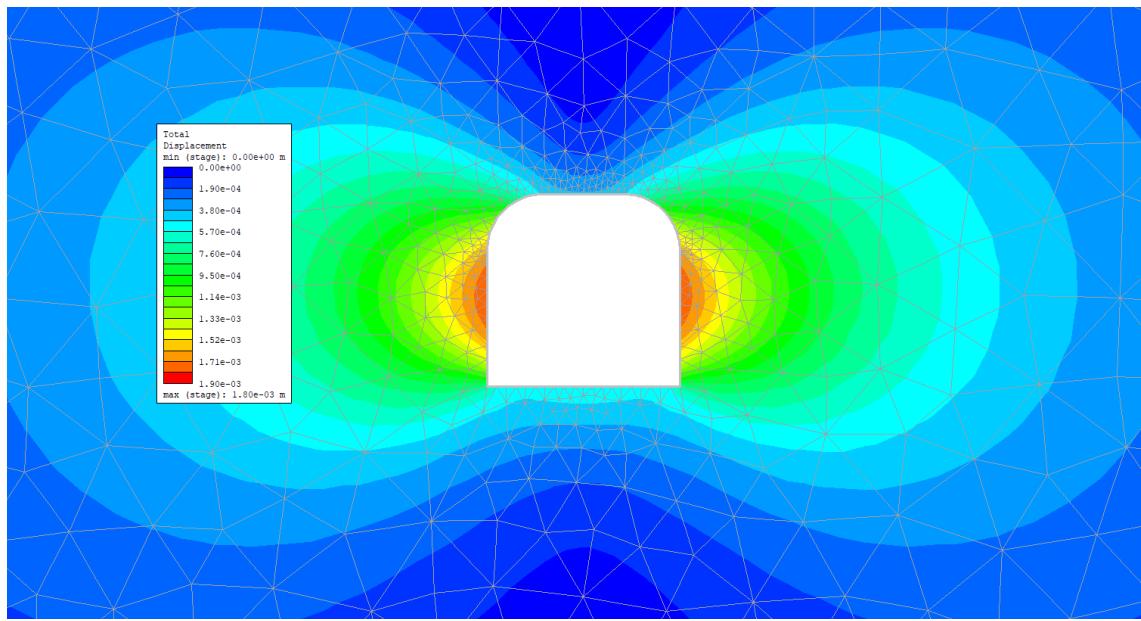
Anexo 9 Representación de desplazamiento total en caserón individual (RS2). Elaboración propia.



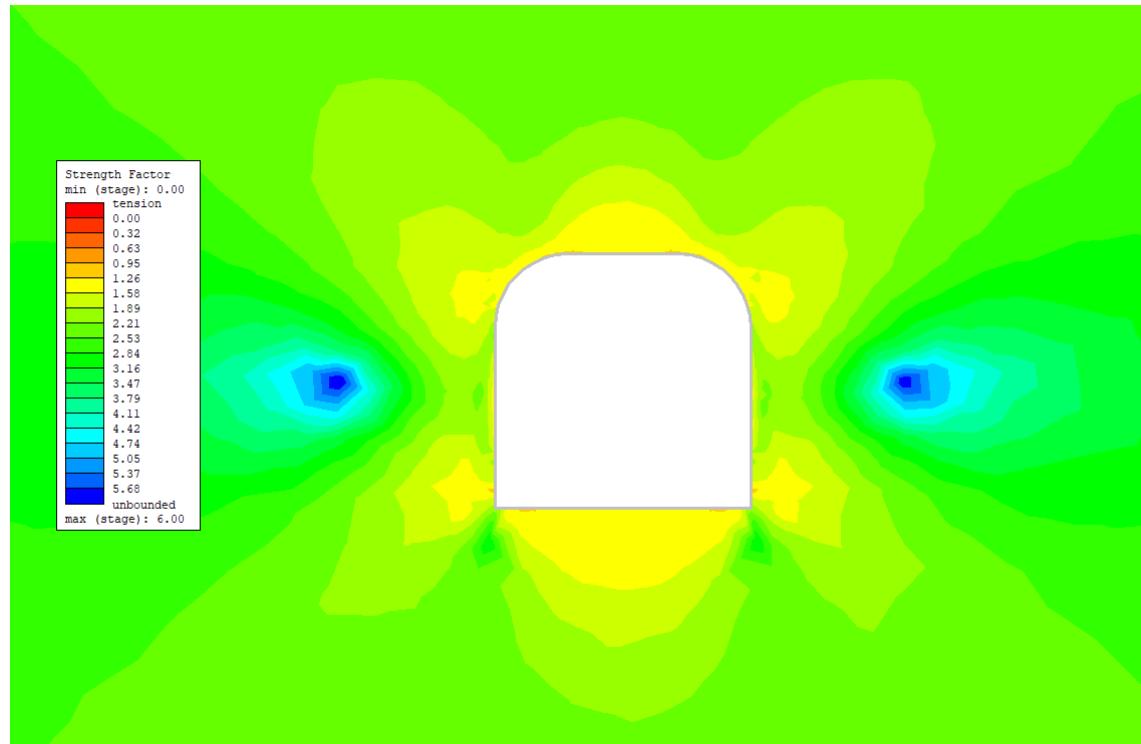
Anexo 10 Representación de σ_1 en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.



Anexo 11 Representación de σ_3 en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.



Anexo 12 Representación de desplazamiento total en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.



Anexo 13 Representación de Strength Factor en galería de 3.5*3.5m (RS2). Elaboración propia.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8
Toneladas tratadas (ton)	28,470	79,935	79,935	79,935	79,935	79,935	79,935	71,920
Ley media	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22
Producción de oro (oz)	5242.189072	14718.45393	14718.45393	14718.45393	14718.45393	14718.45393	14718.45393	13242.64974
Recuperación metalúrgica	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Precio oro	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400
Costo operacional	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8
Ingreso por ventas	\$ 6,605,158	\$ 18,545,252	\$ 18,545,252	\$ 18,545,252	\$ 18,545,252	\$ 18,545,252	\$ 18,545,252	\$ 16,685,739
Costos variables	\$ 3,410,706	\$ 9,576,213	\$ 9,576,213	\$ 9,576,213	\$ 9,576,213	\$ 9,576,213	\$ 9,576,213	\$ 8,616,016
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
U.A.I.	\$ 3,194,452	\$ 7,767,651	\$ 7,767,651	\$ 7,767,651	\$ 7,767,651	\$ 7,767,651	\$ 7,767,651	\$ 6,868,335
Impuesto (25%)	\$ 798,613	\$ 1,941,913	\$ 1,941,913	\$ 1,941,913	\$ 1,941,913	\$ 1,941,913	\$ 1,941,913	\$ 1,717,084
U.D.I.	\$ 2,395,839	\$ 5,825,738	\$ 5,825,738	\$ 5,825,738	\$ 5,825,738	\$ 5,825,738	\$ 5,825,738	\$ 5,151,251
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
Flujo de caja operacional	\$ 2,395,839	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 6,352,639
Inversión fija	\$ -19,557,000							
Valor residual de la inversión								\$ 809,965
Flujo de capitales	\$ -19,557,000							\$ 809,965
Flujo de caja	\$ -17,161,161	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,027,126	\$ 7,162,604
Factor de descuento	1	0.909090909	0.826446281	0.751314801	0.683013455	0.620921323	0.56447393	0.513158118
Flujo de caja actualizado (10%)	\$ -17,161,161	\$ 6,388,297	\$ 5,807,542	\$ 5,279,584	\$ 4,799,622	\$ 4,363,293	\$ 3,966,630	\$ 3,675,548
Flujo de caja actualizado acumulado	\$ -17,161,161	\$ -10,772,864	\$ -4,965,322	\$ 314,262	\$ 5,113,884	\$ 9,477,176	\$ 13,443,806	\$ 17,119,354

Anexo 14 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 219 tpd. Elaboración propia.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8
Toneladas tratadas (ton)	32,370	90,885	90,885	90,885	90,885	90,885	90,885	2,320
Ley media	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22
Producción de oro (oz)	5960.297164	16734.6805	16734.6805	16734.6805	16734.6805	16734.6805	16734.6805	427.1822496
Recuperación metalúrgica	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Precio oro	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400
Costo operacional	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8
Ingreso por ventas	\$ 7,509,974	\$ 21,085,697	\$ 21,085,697	\$ 21,085,697	\$ 21,085,697	\$ 21,085,697	\$ 21,085,697	\$ 538,250
Costos variables	\$ 3,877,926	\$ 10,888,023	\$ 10,888,023	\$ 10,888,023	\$ 10,888,023	\$ 10,888,023	\$ 10,888,023	\$ 277,936
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
U.A.I.	\$ 3,632,048	\$ 8,996,286	\$ 8,996,286	\$ 8,996,286	\$ 8,996,286	\$ 8,996,286	\$ 8,996,286	\$ -941,074
Impuesto (25%)	\$ 908,012	\$ 2,249,072	\$ 2,249,072	\$ 2,249,072	\$ 2,249,072	\$ 2,249,072	\$ 2,249,072	\$ -235,269
U.D.I.	\$ 2,724,036	\$ 6,747,215	\$ 6,747,215	\$ 6,747,215	\$ 6,747,215	\$ 6,747,215	\$ 6,747,215	\$ -705,806
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
Flujo de caja operacional	\$ 2,724,036	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 495,582
Inversión fija	\$ -19,557,000							
Valor residual de la inversión								\$ 809,965
Flujo de capitales	\$ -19,557,000							\$ 809,965
Flujo de caja	\$ -16,832,964	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 7,948,603	\$ 1,305,547
Factor de descuento	1	0.909090909	0.826446281	0.751314801	0.683013455	0.620921323	0.56447393	0.513158118
Flujo de caja actualizado (10%)	\$ -16,832,964	\$ 7,226,003	\$ 6,569,093	\$ 5,971,903	\$ 5,429,003	\$ 4,935,457	\$ 4,486,779	\$ 669,952
Flujo de caja actualizado acumulado	\$ -16,832,964	\$ -9,606,961	\$ -3,037,868	\$ 2,934,035	\$ 8,363,038	\$ 13,298,495	\$ 17,785,274	\$ 18,455,226

Anexo 15 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 249 tpd. Elaboración propia.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Toneladas tratadas (ton)	39,130	109,865	109,865	109,865	109,865	101,410
Ley media	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22
Producción de oro (oz)	7205.017856	20229.47321	20229.47321	20229.47321	20229.47321	18672.65169
Recuperación metalúrgica	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Precio oro	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400
Costo operacional	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8
Ingreso por ventas	\$ 9,078,322	\$ 25,489,136	\$ 25,489,136	\$ 25,489,136	\$ 25,489,136	\$ 23,527,541
Costos variables	\$ 4,687,774	\$ 13,161,827	\$ 13,161,827	\$ 13,161,827	\$ 13,161,827	\$ 12,148,918
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
U.A.I.	\$ 4,390,548	\$ 11,125,921	\$ 11,125,921	\$ 11,125,921	\$ 11,125,921	\$ 10,177,235
Impuesto (25%)	\$ 1,097,637	\$ 2,781,480	\$ 2,781,480	\$ 2,781,480	\$ 2,781,480	\$ 2,544,309
U.D.I.	\$ 3,292,911	\$ 8,344,441	\$ 8,344,441	\$ 8,344,441	\$ 8,344,441	\$ 7,632,926
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
Flujo de caja operacional	\$ 3,292,911	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 8,834,314
Inversión fija	\$ -19,557,000					
Valor residual de la inversión						\$ 809,965
Flujo de capitales	\$ -19,557,000					\$ 809,965
Flujo de caja	\$ -16,264,089	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 9,545,829	\$ 9,644,279
Factor de descuento	1	0.909090909	0.826446281	0.751314801	0.683013455	0.620921323
Flujo de caja actualizado (10%)	\$ -16,264,089	\$ 8,678,026	\$ 7,889,115	\$ 7,171,923	\$ 6,519,930	\$ 5,988,339
Flujo de caja actualizado acumulado	\$ -16,264,089	\$ -7,586,062	\$ 303,053	\$ 7,474,975	\$ 13,994,905	\$ 19,983,243

Anexo 16 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 301 tpd. Elaboración propia.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Toneladas tratadas (ton)	42,770	120,085	120,085	120,085	120,085	56,890
Ley media	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22	5.22
Producción de oro (oz)	7875.252076	22111.28467	22111.28467	22111.28467	22111.28467	10475.17163
Recuperación metalúrgica	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Precio oro	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400	\$ 1,400
Costo operacional	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8	119.8
Ingreso por ventas	\$ 9,922,818	\$ 27,860,219	\$ 27,860,219	\$ 27,860,219	\$ 27,860,219	\$ 13,198,716
Costos variables	\$ 5,123,846	\$ 14,386,183	\$ 14,386,183	\$ 14,386,183	\$ 14,386,183	\$ 6,815,422
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
U.A.I.	\$ 4,798,972	\$ 12,272,648	\$ 12,272,648	\$ 12,272,648	\$ 12,272,648	\$ 5,181,906
Impuesto (25%)	\$ 1,199,743	\$ 3,068,162	\$ 3,068,162	\$ 3,068,162	\$ 3,068,162	\$ 1,295,477
U.D.I.	\$ 3,599,229	\$ 9,204,486	\$ 9,204,486	\$ 9,204,486	\$ 9,204,486	\$ 3,886,430
Depreciación legal	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388	\$ 1,201,388
Flujo de caja operacional	\$ 3,599,229	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 5,087,818
Inversión fija	\$ -19,557,000					
Valor residual de la inversión						\$ 809,965
Flujo de capitales	\$ -19,557,000					\$ 809,965
Flujo de caja	\$ -15,957,771	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 10,405,874	\$ 5,897,783
Factor de descuento	1	0.909090909	0.826446281	0.751314801	0.683013455	0.620921323
Flujo de caja actualizado (10%)	\$ -15,957,771	\$ 9,459,885	\$ 8,599,896	\$ 7,818,087	\$ 7,107,352	\$ 3,662,059
Flujo de caja actualizado acumulado	\$ -15,957,771	\$ -6,497,886	\$ 2,102,010	\$ 9,920,097	\$ 17,027,448	\$ 20,689,507

Anexo 17 Flujo de caja utilizado para ritmo de producción de 329 tpd. Elaboración propia.

11. Glosario

- CAPEX: Inversión en bienes de capital
- Costo mina: Costo asociado a la extracción de una tonelada de mineral, se mide en US\$/ton.
- Costo planta: Costo asociado al procesamiento de una tonelada de mineral, se mide en US\$/ton.
- Jumbo: Equipo mecanizado de perforación utilizado principalmente en minería subterránea.
- LOM: Plan durante todo el periodo de vida de la mina.
- Manteo: Ángulo entre un plano y el plano horizontal.
- OPEX: Costo operacional, considera costos de explotación, costos recurrentes de un producto, sistema o compañía, costos de empleados y arriendo de instalaciones
- Payback: Permite evaluar la cantidad de años en la que se recupera la inversión del proyecto.
- Rumbo: Línea resultante de la intersección de un plano geológico con el plano horizontal.
- TIR (Tasa Interna de Retorno): Indica la tasa de descuento para la cual el proyecto presenta $VAN=0$, debe ser mayor a la tasa de descuento utilizada en el proyecto para que este sea rentable.
- Tpd: Toneladas por día.
- VAN (Valor Actualizado Neto): Es la suma de los valores actualizados de todos los flujos de caja del proyecto.