

Universidad de Oviedo



PROGRAMA DE DOCTORADO EN INGENIERÍA
DE LOS RECURSOS NATURALES

Modelo de Estimación de Probabilidad de Caída de Rocas en Minería Subterránea

Memoria para optar al título de doctor presentada por:
FERNANDO ANGELO FERNÁNDEZ LAGAZIO

2023



Universidad de Oviedo



CENTRO INTERNACIONAL
DE POSTGRADO
CAMPUS DE EXCELENCIA
INTERNACIONAL

Universidad de Oviedo
Centro Internacional de Postgrado
Programa de Doctorado en
Ingeniería de los Recursos Naturales



**Modelo de Estimación de Probabilidad de
Caída de Rocas en Minería Subterránea**

Presentada por

Fernando Angelo Fernández Lagazio para optar al grado de Doctor en
Ingeniería de los Recursos Naturales por la Universidad de Oviedo

Dirigida por Dr. Miguel Ángel Rodríguez Díaz



RESUMEN DEL CONTENIDO DE TESIS DOCTORAL

1.- Título de la Tesis	
Español/Otro Idioma:	Inglés:
Modelo de estimación de probabilidad de caída de rocas en minería subterránea	A probabilistic model for the estimation of rock fall hazard in underground mining

2.- Autor	
Nombre:	DNI/Pasaporte/NIE:
FERNANDO ANGELO FERNÁNDEZ LAGAZIO	
Programa de Doctorado: Ingeniería de los Recursos Naturales	
Órgano responsable: Centro Internacional de Postgrado	

RESUMEN (en español)

El presente trabajo de investigación se orienta a mejorar la comprensión del riesgo geotécnico a través de la construcción de una metodología para la estimación de caída de rocas, que pueda generar efectos positivos en las condiciones de seguridad y prevención de riesgos geotécnicos, y se traduzcan en reducción de pérdidas económicas, disminución de accidentabilidad y/o fatalidad.

El análisis de los registros de accidentes en minas subterráneas alrededor del mundo, clasificados de acuerdo con su causalidad, reflejan que, durante los últimos veinte años, los eventos asociados a caída de rocas representan la causa principal de fatalidades en este tipo de ambiente. En el contexto de la investigación, la información estadística de accidentes fue integrada con los datos de fuerza de trabajo con el propósito de obtener los valores de riesgo de fatalidades debido a causas geotécnicas asociadas a caída de rocas, las cuales fueron evaluadas en relación a otras actividades, y comparadas respecto al umbral de aceptabilidad en minas subterráneas metalíferas. Los resultados de este análisis permiten concluir que el riesgo de caída de rocas supera el límite de admisibilidad en varios países.

En el contexto del estudio se propone una metodología gráfica para la cuantificación de los bloques que se pueden formar alrededor de una excavación, la cual es validada y ajustada a través de la recolección de información geotécnica en siete minas de Chile, incluyendo el análisis fotográfico de la distribución de éstos, mediante el uso de un software especializado. De esta forma, es posible establecer un modelo integrado para la estimación de caída de rocas, sustentado en la probabilidad de ocurrencia de bloques, que puede ser aplicado a partir de información geotécnica básica obtenida en etapas tempranas de un proyecto minero. Adicionalmente, la aplicación del modelo puede ser de gran ayuda en la toma de decisiones respecto a la instalación de sistemas de soporte de rocas en minas subterráneas.

A pesar de que la metodología probabilística desarrollada se enfoca en la caída de bloques en ambientes de relajación tensional, puede ser aplicada al análisis de otro tipo de siniestros geotécnicos, tales como; explosiones de rocas, colapsos, subsidencias, daños en pilares, entre otros. En consecuencia, los trabajos de investigación futuros deberían ampliarse al estudio de un diverso número de inestabilidades.



Universidad de Oviedo

RESUMEN (en Inglés)

The aim of this work is related to improving the comprehension of the geotechnical risk through the construction of a methodology to estimate the probability of rock fall occurrence in underground excavations that could deliver positive outcomes such as the prevention of geotechnical events and improvement to safety conditions, in order to reduce fatalities, accidents and economic losses.

Accidents induced by different activities and/or conditions recorded in underground metalliferous mines around the world reflects that during the last twenty years, rock falls represent the main cause of fatal accidents. The statistical information of accidents was integrated to work force data in order to obtain the values of risk of death due to geotechnical (rock fall) causes to be benchmarked against the risks of other activities and the acceptability threshold for underground metalliferous mines. The results of this assessment indicate that rock fall risk overcome the threshold acceptable value in several countries.

In this thesis, a graphical methodology to quantifying rock block failures was introduced. The approach was validated and adjusted throughout a photographic interpretation of rock blocks collected from a comprehensive geotechnical data base on seven mines in Chile. By considering this methodology, it was possible to establishing an integrated probabilistic model for the estimation of rock fall by accounting the key-block occurrence around underground excavations that may be sustained on the collection of basic information at the early stages of a project. In addition, the results of application may assist on the decision making process for rock support installation in any particular case.

The probabilistic methodology was focused on block relaxation although it could be applied to other instabilities such as: rock bursts, collapses, subsidence, pillar stability/damage, among others. Future work should investigate these geotechnical hazards.

FOR-MAT-VOA-010 (Reg.2018)

**SR. PRESIDENTE DE LA COMISIÓN ACADÉMICA DEL PROGRAMA DE DOCTORADO
EN Oviedo, 23 de octubre de 2023**



ÍNDICE

1.	INTRODUCCIÓN	3
2.	OBJETIVOS Y ALCANCES.....	4
3.	MARCO TEÓRICO.....	5
3.1.	Conceptos Técnicos.....	5
3.2.	Complejidades Inherentes a la Geomecánica.....	15
3.3.	Consideraciones del Diseño Minero Subterráneo.....	20
3.4.	Metodologías de la Ingeniería de Rocas.....	25
3.5.	Mecanismos de Inestabilidad Geotécnica en Minería Subterránea.....	43
4.	PROBABILIDAD DE FALLA Y CONFIABILIDAD EN GEOMECAÁNICA.....	52
4.1.	Introducción a la Teoría de Probabilidad	53
4.2.	Probabilidad de Falla.....	59
4.3.	Factor de Seguridad.....	59
4.4.	Confiabilidad.....	60
4.5.	Metodologías para la Estimación de la Probabilidad de Falla.....	62
4.6.	Criterios de Aceptabilidad de Diseño en Ingeniería de Rocas	72
4.7.	Aplicación de los Métodos Probabilísticos en Geomecánica	77
5.	INVESTIGACIÓN DEL CONCEPTO DE RIESGO GEOMECAÁNICO	80
5.1.	Siniestralidades y Vulnerabilidades Geotécnicas.....	80
5.2.	Introducción al Análisis de Riesgo Geomecánico	93
6.	ACTUALIZACIÓN DEL RIESGO GEOMECAÁNICO	130
6.1.	Estimación del Riesgo de Caída de Rocas en Función de la Accidentabilidad ...	132
6.2.	Estimación de riesgo de caída de rocas en Chile	133
6.3.	Estimación de riesgo de caída de rocas en Perú.....	135
6.4.	Estimación de riesgo de caída de rocas en Estados Unidos.....	137
6.5.	Estimación de riesgo de caída de rocas en Australia Occidental.....	139
6.6.	Benchmarking de accidentabilidad	141
7.	CONSTRUCCIÓN DEL MODELO DE PROBABILIDAD DE CAÍDA DE ROCAS	143
7.1.	Teoría de Probabilidad de Ocurrencia de Bloques	145
7.2.	Determinación de Volúmenes de Bloques.....	154
7.3.	Modelo de Estimación de Probabilidad de Ocurrencia de Bloques	159
7.4.	Mecanismos de Inestabilidad Estructural.....	164
7.5.	Modelo Probabilístico Integrado (Fernández, 2000)	179



8.	VALIDACIÓN Y AJUSTE DEL MODELO PROPUESTO	182
8.1.	Etapa 1: Recopilación de Información Geotécnica	183
8.2.	Etapa 2: Foto-Interpretación de Bloques	187
8.3.	Etapa 3: Distribución de Bloques a partir de foto-interpretación	188
8.4.	Etapa 4: Comparación de Distribuciones.....	189
8.5.	Etapa 5: Integración de Distribuciones	191
9.	APLICACIÓN DEL MODELO	194
9.1.	Etapa 1: Estimación de la probabilidad de ocurrencia de bloques	195
9.2.	Etapa 2: Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes	196
9.3.	Etapa 3: Estimación de la Probabilidad de Caída de Bloques	197
10.	EFFECTO DE INSTALACIÓN DE SISTEMAS DE SOPORTE	199
11.	CONCLUSIONES.....	202
12.	BIBLIOGRAFÍA	204
	ANEXO A. INFORMACIÓN GEOTÉCNICA	215
	ANEXO A.1: CELDAS GEOTÉCNICAS	216
	ANEXO A.2: TABLAS RESUMEN.....	285
	ANEXOS A.3: GRÁFICAS CORRELACIONALES	291
	ANEXO B. FICHAS DE ANÁLISIS DE DIMENSIONES DE BLOQUES.....	296



1. INTRODUCCIÓN

Durante los últimos veinte años se ha observado un cambio importante de paradigma en lo que se refiere al tipo de minería que se ha desarrollado, debido a que el agotamiento progresivo de las reservas, junto con el aumento de las restricciones medioambientales, ha forzado el cambio de método de explotación de una gran cantidad de minas con extracciones masivas a “cielo abierto”, las cuales han debido migrar a métodos subterráneos de mayor selectividad, y mayores costes, para poder dar continuidad al negocio minero, en un marco de sustentabilidad y economía razonable. Estos cambios generalmente han implicado menores leyes de mineral, debido al agotamiento de las concentraciones de la mena en profundidad, dentro de ambientes geotécnicos complejos, asociados principalmente, al incremento de los esfuerzos “In-Situ”.

Los avances vertiginosos de la tecnología, los métodos de explotación y la gestión de riesgos, han ayudado a superar o mitigar gran parte de las limitaciones y restricciones en ambientes mineros subterráneos desafiantes, sin embargo, los eventos asociados a caída de rocas, siguen causando una cantidad significativa de accidentes graves y fatales a los trabajadores, o daños a los equipos y la infraestructura minera.

La condición anterior permite deducir que, a los distintos tipos de operaciones mineras se asocian riesgos, que adquieren distintos niveles de magnitud, de acuerdo a la probabilidad de ocurrencia y consecuencias de eventos no deseados (siniestros), que pueden afectar a personas y/o equipos que realizan su trabajo en un ambiente minero en particular.

El estudio de aquellos eventos no deseados cuya probabilidad de ocurrencia se ve influenciada principalmente por factores del tipo geomecánico, es decir, en relación directa con un estado particular del macizo rocoso, constituye un tema recurrente y complejo de abordar en el ámbito de los análisis de estabilidad de una mina en particular. De esta forma, es posible determinar distintos niveles de riesgo según el tipo de siniestro geomecánico, de acuerdo a las características geotécnicas, geológicas, de explotación y diseño minero, etc., que se verifiquen en un sector o área en cuestión.



2. OBJETIVOS Y ALCANCES

Los aspectos relacionados con el riesgo geomecánico han sido de especial interés en la minería subterránea de los últimos años, lo que se ha traducido en el auge de disciplinas tales como la ingeniería de rocas, a través de la cual se analizan las condiciones de estabilidad de las excavaciones en virtud del macizo rocoso, los mecanismos estructurales presentes, el estado de los esfuerzos “In-Situ”, las condiciones de daños inducidos por voladuras, las deficiencias en los diseños, entre otros factores.

De esta forma, la determinación de las probabilidades de ocurrencia de inestabilidades geotécnicas, combinada con la exposición del personal y/o equipos, junto con la estimación de las potenciales consecuencias, asociadas a la ocurrencia de un evento particular, determinan la magnitud del riesgo geomecánico de éste.

En consecuencia, y con el propósito de dar respuesta a los objetivos generales de la presente Tesis Doctoral, se hace relevante una mejor comprensión y cuantificación de la ocurrencia de eventos del tipo caída de rocas, a través del uso de información geotécnica que pueda ser generada a partir de datos capturados durante etapas tempranas de un proyecto minero determinado. De esta forma, a través de una mejor comprensión del problema, será posible realizar estimaciones y proyecciones oportunas, que permitan implementar medidas de mitigación efectivas, tales como: cambios de diseño en la ingeniería, instalación de sistemas de sostenimiento o soporte de rocas, entre otros.

En este contexto, los objetivos específicos de esta Tesis Doctoral se orientan a la construcción de una metodología probabilística para la estimación de la ocurrencia de eventos del tipo caída de rocas, sustentada en el Índice de Resistencia Geológica, GSI (Marinos & Hoek, 2000, Cai y otros, 2004), junto con el uso del método de “celda unitaria” (Kuzmaul, 1999), para la estimación de ocurrencia de bloques críticos posibles de formarse en el contorno de las excavaciones.

En otras palabras, el alcance de este trabajo de investigación se orienta a la generación de una metodología que permita entregar una estimación cuantificada de la estimación del riesgo geotécnico, relacionado de manera directa con la probabilidad de ocurrencia del peligro, que, en este caso, corresponde a la caída de rocas. En consecuencia, es esperable que el modelo probabilístico propuesto, tenga efectos positivos en las condiciones de seguridad y prevención de riesgos geotécnicos, y se traduzcan en mejoras significativas asociadas a la reducción de pérdidas económicas, disminución de accidentabilidad y/o fatalidad en la minería subterránea.



3. MARCO TEÓRICO

Con el propósito de entregar un marco teórico, asociado a las disciplinas geotécnicas y geomecánicas que sustentan los análisis presentados en este trabajo de investigación, se realiza un repaso de una serie de conceptos fundamentales, entre los cuales es posible mencionar:

- Significados de geotécnica, geomecánica e ingeniería de rocas.
- Complejidades inherentes a la geomecánica.
- Consideraciones del diseño minero subterráneo.
- Metodologías de la ingeniería de rocas.
- Mecanismos de inestabilidad geotécnica en minería subterránea.

De esta forma, se realiza a continuación, la revisión detallada de los conceptos previamente definidos.

3.1. Conceptos Técnicos

En los últimos veinte años se ha observado un cambio importante en lo que respecta a los métodos de explotación, que se ha visto reflejado en la migración de sistemas de minado superficiales del tipo “cielo abierto”, a métodos subterráneos. En consecuencia, el ambiente a trabajar se vuelve cada vez más complejo, debido a las condiciones geotécnicas que se presentan en las estructuras subterráneas. Para comprender estas condiciones es necesario tener en cuenta los siguientes conceptos:

- **Roca Intacta:** Según Karzulovic (1997), la roca intacta es un volumen de roca de tamaño “pequeño” pero representativo de la “fábrica” de la roca considerada sin mostrar irregularidades ni defectos tales que influyan en su comportamiento mecánico “propio”, especialmente en lo que respecta con la cinemática de su ruptura.

- **Discontinuidades:** Son planos que atraviesan la roca y cuya génesis está asociada a uno o más procesos geológicos. Pueden ser de distintos tipos: laminaciones, planos de estratificación, fisuras, diaclasas, fallas, vetillas, las cuales pueden ser abiertas o selladas. Su principal característica es que generalmente, constituyen planos de debilidad o de menor resistencia respecto a la matriz de la roca. Usualmente las discontinuidades aparecen agrupadas en familias o sistemas, dentro del macizo rocoso. Su extensión puede variar mucho y dependiendo del volumen que interese, algunas podrán tratarse en forma estadística, mientras que otras deberán considerarse individualmente. En la **Figura 3.1**, se observa las distintas propiedades de las discontinuidades.

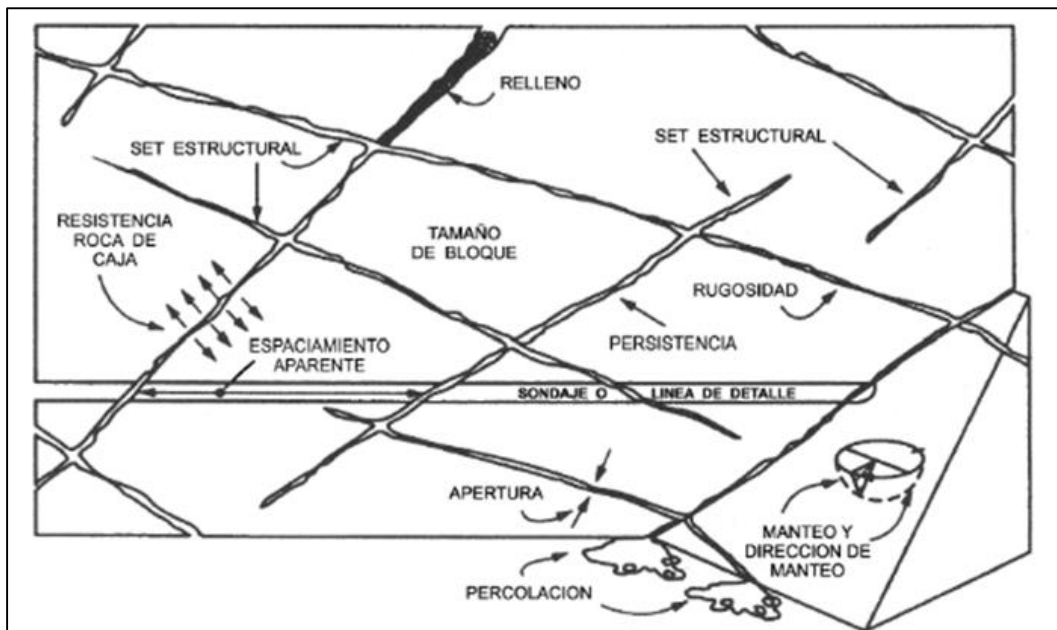


Figura 3.1. Propiedades de las discontinuidades (Hudson, 1989).

- **Macizo Rocos:** Corresponde a un volumen conformado por un ensamble de potenciales bloques que pueden ser destrabados o disgregados durante el proceso de excavación. La distribución, tamaño, forma y grado de trabamiento de los bloques se encuentra en función de los sets estructurales presentes (Villaescusa, 2014). En la **Figura 3.2** se observa la transición de roca intacta a macizo rocoso y en la **Figura 3.3**, se visualiza de forma esquemática el efecto escala del macizo rocoso.

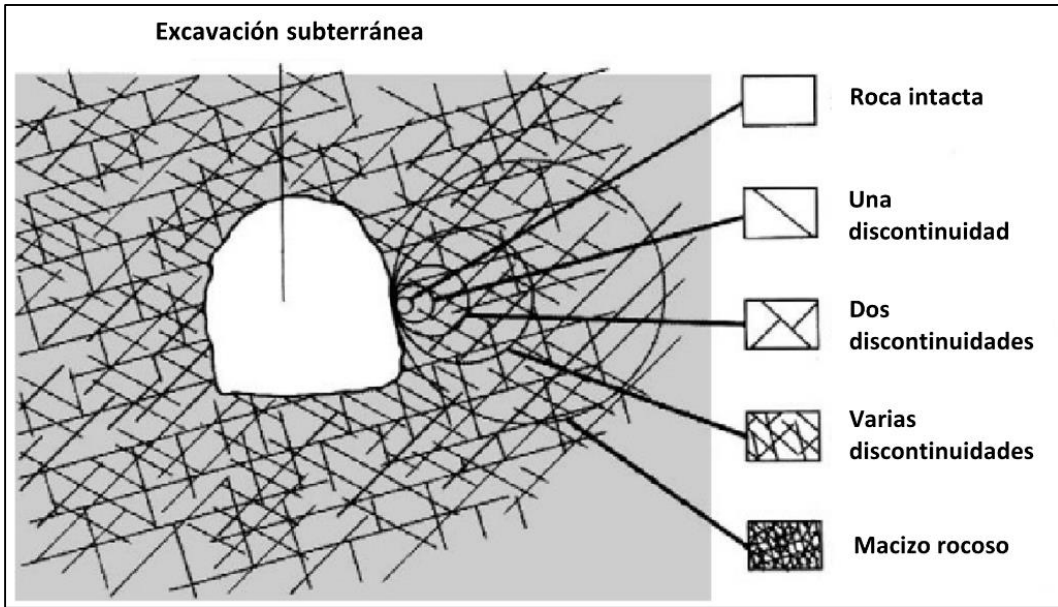


Figura 3.2. Transición de roca intacta a macizo rocoso (Brady & Brown, 2004).

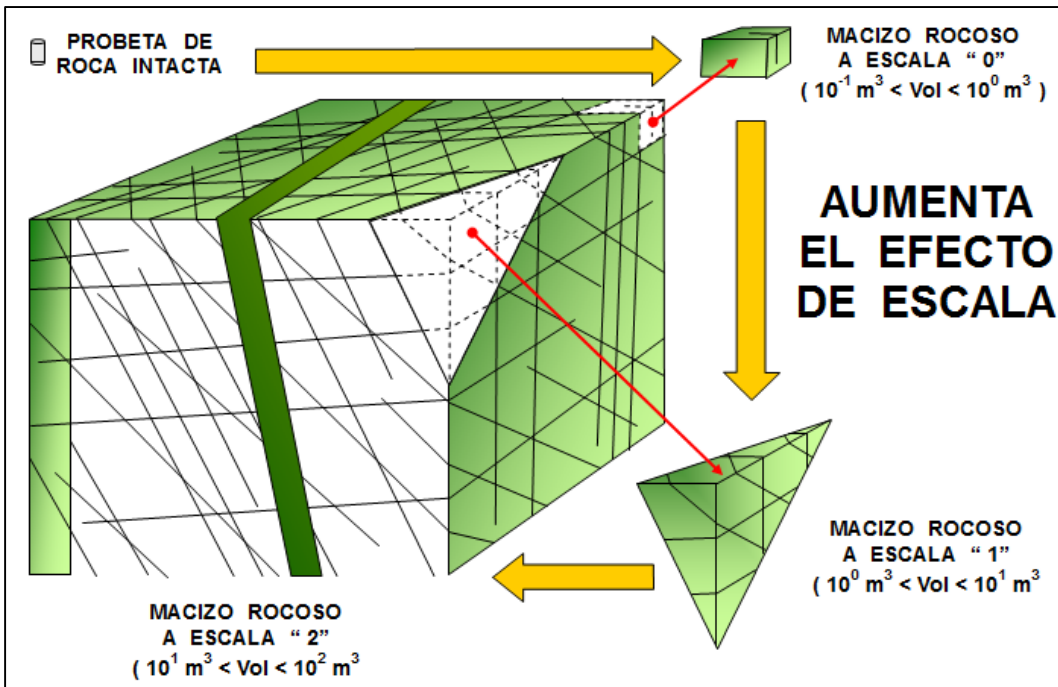


Figura 3.3. Visualización del efecto escala (Karzulovic, 2001).



La comprensión del comportamiento del macizo rocoso y su interacción con los mecanismos estructurales y de esfuerzos presentes, surge como respuesta a la necesidad de aseguramiento y mantención de las condiciones de estabilidad entorno a las excavaciones subterráneas, para evitar la ocurrencia de caída de rocas que puedan afectar al personal, equipos o infraestructura minera presente.

- **Mecánica de rocas:** Ciencia teórica y aplicada que explica el comportamiento mecánico de las rocas y macizos rocosos. Es aquella rama de la mecánica que se preocupa de la respuesta de la roca y macizo rocoso, frente a los campos de esfuerzos que se desarrollan en los ambientes físicos en que se emplazan.

Cabe señalar que esta definición mundialmente aceptada, fue entregada por primera vez en 1964, por el Comité Nacional de Mecánica de Rocas de Estados Unidos, y posteriormente modificada en 1974.

- **Geomecánica:** Estudio del comportamiento mecánico de todos los materiales geológicos incluyendo los suelos. Se denomina también mecánica de medios geológicos, y comprende disciplinas tales como: mecánica de rocas, mecánica de suelos, hidrogeología y geología estructural (Brady & Brown, 2004).
- **Mecánica de suelos:** La mecánica de suelos es la aplicación de las leyes de la mecánica e hidráulica para distintos problemas de ingeniería en relación con sedimentos y otras acumulaciones no consolidadas de partículas de suelo producidas por la desintegración mecánica y química de rocas, sin importar si contiene mezclas con organismos biológicos (Terzaghi & Peck, 1948).
- **Geotecnia:** Disciplina de la ingeniería que se preocupa del estudio y definición de propiedades (índices y resistentes), tanto para rocas como para suelos (Hoek, 2007).
- **Ingeniería de rocas:** La ingeniería de rocas es la aplicación de los principios de la ingeniería mecánica al diseño de estructuras rocosas o excavaciones subterráneas generadas por la actividad minera (Brady & Brown, 2004).



3.1.1. Objetivos de la ingeniería de rocas

Como se mencionó con anterioridad, la ingeniería de rocas es la disciplina enfocada en la aplicación de los distintos principios de la ingeniería mecánica en ayuda al diseño de estructuras subterráneas generadas por la actividad minera (Brady & Brown, 2004).

La acción de crear excavaciones, cambia los campos de esfuerzos del ambiente físico de la roca. El estudio de las respuestas de la roca a estos cambios requiere la aplicación de técnicas analíticas, empíricas, numéricas, etc., desarrolladas específicamente para este propósito.

En consecuencia, es evidente que la ingeniería de rocas se sustenta a partir de la aplicación de los principios básicos de la mecánica de rocas, los cuales a su vez se sustentan en tres postulados fundamentales:

- El macizo rocoso puede ser calificado a través de un conjunto de propiedades mecánicas cuantificables mediante pruebas estandarizadas.
- El proceso de minería subterránea genera una estructura rocosa consistente de excavaciones, distintos elementos de soporte, etc. La evaluación de estas estructuras es totalmente realizable mediante el uso de los principios de la mecánica clásica.
- La capacidad de predecir y controlar el comportamiento mecánico del macizo rocoso en el cual se desarrolla la actividad minera, puede asegurar o ayudar a alcanzar los objetivos globales de una mina en particular. En la práctica, esto se puede expresar a través de la eficiencia en la recuperación del recurso minero, medido en términos de la razón de extracción volumétrica, productividad minera, o factibilidad económica directa.

En la actualidad la geomecánica y la ingeniería de rocas, han adquirido un rol mayor relevancia, debido a la construcción en ambientes subterráneos geotécnicamente más desafiantes.

Los desafíos principales que enfrenta la ingeniería de rocas, en la actualidad, son los siguientes:

- Una mayor demanda en el aumento de las dimensiones de las excavaciones, por razones de producción donde los métodos masivos como el “block caving”, necesitan la implementación de una infraestructura subterránea de mayor tamaño, en comparación a otros métodos de explotación. Es importante realizar un diseño minero efectivo, debido a que, cuando se construyen estas excavaciones de gran envergadura, aumenta la probabilidad de ocurrencia de siniestralidades de mayor magnitud. A modo de ejemplo se muestra la **Figura 3.4**, en la cual se esquematiza el efecto de construir excavaciones con mayor dimensionamiento.



Figura 3.4. Efecto del aumento de las dimensiones de un túnel (SNMPE, 2004).

- A medida que aumenta la profundidad, se produce un incremento del campo de esfuerzos “In-Situ”, como por ejemplo en el distrito minero de la meseta de Witwatersrand en Sudáfrica, la zona de Kolar Gold Fields en India y el distrito de Coeur d’ Alene en Estados Unidos, los cuales han estimulado la investigación en varios aspectos del desarrollo de la ingeniería de rocas, considerando ambientes mineros sometidos a esfuerzos elevados.



- Los aspectos sociales ligados a la conservación de recursos naturales y prevención de riesgos se han visto reflejados en la minería, a través de múltiples intentos por lograr la recuperación máxima de una reserva en particular, desarrollando estudios y técnicas que permitan mantener lugares de trabajo seguros, ante ambientes subterráneos complejos. Estos aspectos han dado como resultado mayores demandas de aptitudes y capacidades ingenieriles de las corporaciones mineras y sus empresas de servicios asociadas.

3.1.2. Función principal de la geomecánica

La geomecánica es la disciplina enfocada en el estudio del comportamiento mecánico de todos los materiales geológicos, y según Krstulovic (2014), *“le corresponde a la geomecánica identificar anticipadamente los problemas de diseño que requieran remedio o mitigación de efectos negativos para el negocio minero”*.

En consecuencia, la función que cumple la geomecánica en la minería subterránea, responde primordialmente, a la gestión de los riesgos asociados al macizo rocoso, para evitar posibles efectos negativos en las excavaciones.

A modo de ejemplo, se puede observar en la **Figura 3.5**, un diagrama presentado por el Centro Australiano de Geomecánica (ACG, 2003), que ilustra las etapas para el control del riesgo de caída de rocas en minas metalíferas subterráneas.

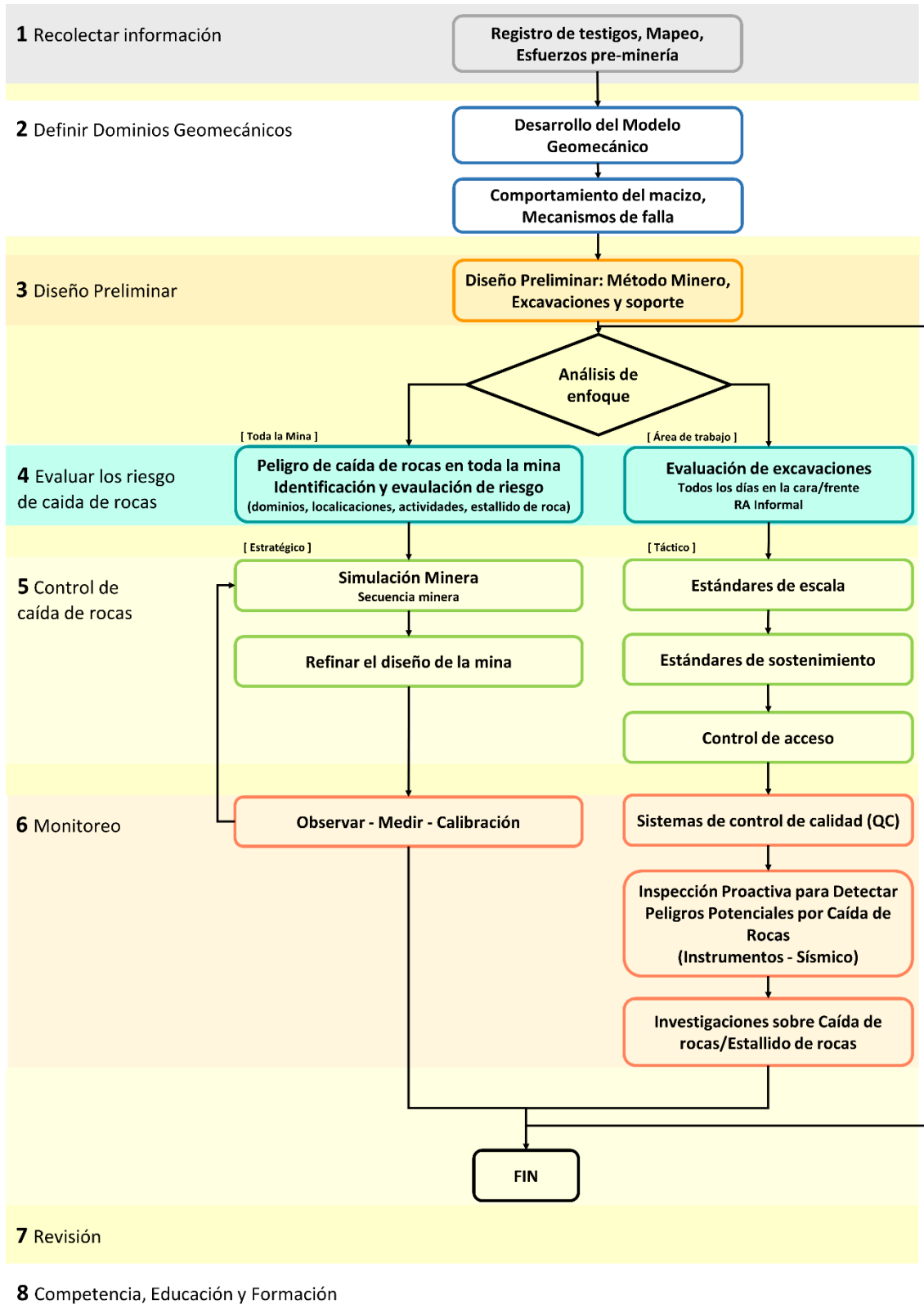


Figura 3.5. Diagrama representativo de la gestión del riesgo por caída de rocas en minas metalíferas subterráneas (ACG, 2003).



Para llevar a cabo una gestión correspondiente del riesgo de caída de rocas es necesario realizar las siguientes indicaciones sugeridas por la ACG (2003):

- **Recolección de información geomecánica:** El objetivo principal de esta etapa, es identificar las estructuras geológicas que componen el macizo rocoso y el estado de esfuerzos de pre-minería. Para ello, es necesario capturar información mediante la extracción de testigos de roca y/o mapeos geomecánicos en las frentes o afloramientos de roca, y con ello clasificar el macizo rocoso.
- **Definir los dominios geomecánicos:** El conocimiento general de las condiciones del terreno predominantes en una mina, se resume de forma más adecuada mediante un modelo geomecánico. Los modelos geomecánicos confiables se basan en la aplicación de las distintas técnicas reconocidas, como sistemas de clasificación, tales como: “RQD”, “Q”, “RMR” y “MRMR”, los cuales son relevantes para la caracterización del macizo rocoso, junto con el entendimiento del ambiente de esfuerzos presentes.
- **Diseño preliminar:** En esta etapa se definen los parámetros mineros de mayor importancia, tales como, método de explotación, relleno, tamaño de excavación, forma y medidas de control del terreno. El trabajo de diseño, debe ofrecer la rentabilidad necesaria que requiere el proyecto y además operar dentro de las restricciones geomecánicas dictadas por las condiciones “In-Situ”. La calidad que tenga el diseño preliminar está en función de la calidad de la información recolectada previamente y también de la buena aplicación de las técnicas de diseño. Uno de los objetivos claves de este proceso es generar un diseño preliminar que minimice los riesgos financieros y geomecánicos.
- **Evaluación de los riesgos de caída de rocas:** En base a los parámetros principales señalados en el apartado de diseño preliminar (método de explotación, tamaño de excavación, soporte del terreno, etc.), es posible evaluar el riesgo de caída de rocas. En consecuencia, se requiere comprender con anticipación los peligros del desprendimiento de rocas derivados del entorno minero diseñado. El riesgo se considerará en función de cómo el personal y los activos (equipos, instalaciones, etc.) estén expuestos a los peligros de caída de rocas. Es importante que este análisis se realice tanto a escala global de la mina, como en un área específica de trabajo.



- **Control del riesgo de caída de rocas:** Los riesgos por caída de rocas en minas subterráneas no pueden ser eliminados en su totalidad, sin embargo, es posible lograr su reducción y mitigación, mediante el uso de medidas de control estratégico, tanto a nivel global de la mina, como a nivel específico, de un área en particular. Es importante indicar que las medidas de control apuntan a la disminución de la probabilidad de ocurrencia de caída de rocas, y en otros casos, la reducción de exposición del personal o activos mineros, frente a este tipo de inestabilidades.
- **Monitoreo de los riesgos por caída de rocas:** Una vez que las medidas de control de caída de rocas son implementadas y el riesgo se considera aceptable, se deberá implementar un sistema de monitoreo, para evaluar el desempeño de las medidas de control y asegurar que, en caso de ocurrir algún cambio, éste pueda ser detectado oportunamente, para la aplicación de las acciones correctivas necesarias.

El desempeño de los sistemas de sostenimiento, depende en gran medida de la calidad de su instalación. Los sistemas de control de calidad aplicados en los sistemas de soporte, son diseñados con la finalidad de asegurar que los métodos de instalación provistos por el fabricante, se apliquen en todas las etapas del proceso de instalación.

La selección apropiada de medidas de monitoreo, depende de las condiciones locales y de ciertas necesidades específicas del lugar.



3.2. Complejidades Inherentes a la Geomecánica

Se ha observado que la geomecánica representa un conjunto de principios, un cuerpo de conocimiento y procesos analíticos relacionados con el campo de la mecánica general aplicada. La pregunta que surge es la siguiente:

“¿Qué problemas se generan en la mecánica de los medios geológicos, suficiente para justificar la formulación y reconocimiento de una disciplina de la ingeniería dedicada y coherente?” (Brady & Brown, 2004).

Los cinco principios siguientes se postulan como componentes paradigmáticos, ya que representan la necesidad de un esfuerzo de investigación singular y una metodología específica, en las aplicaciones industriales.

3.2.1. Fractura de roca

El fracturamiento de materiales convencionales se genera como consecuencia de un campo tensional. En consecuencia, se han postulado teorías sofisticadas que explican el comportamiento de pre y post fractura para estos medios. Los campos de esfuerzos que se desarrollan en la roca son principalmente compresivos, de tal manera que las teorías establecidas no son aplicables directamente al fracturamiento de la roca. Una complicación particular en la roca sujeta a compresión se asocia con la fricción generada entre las superficies de microfracturas, las que constituyen los puntos de inicio de ruptura. Esto último, es la causa de que la resistencia de la roca sea tan sensible a los esfuerzos de confinamiento, e introduce dudas concernientes a la relevancia de tales nociones como principios de normalidad, además de teorías de flujo y plasticidad asociadas, generalmente usadas en el análisis de propiedades resistentes y post fractura para la roca. Un problema relacionado es el fenómeno de localización, en el cual la ruptura de un medio continuo se expresa como la generación de deformación al corte, separando los dominios de materiales de roca aparentemente inalterados. Un ejemplo del fracturamiento, se puede observar en la **Figura 3.6**.

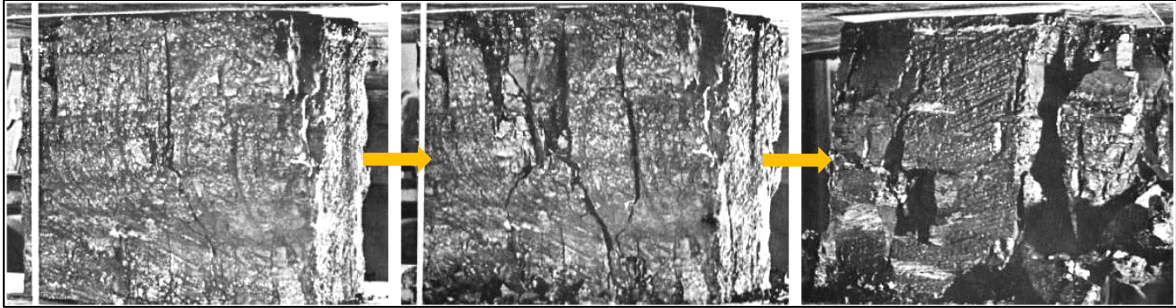


Figura 3.6. Ejemplo fotográfico de la evolución del fracturamiento de una muestra cubica de roca sometida a compresión (Bieniawski, 1967).

3.2.2. Efecto escala

La respuesta del macizo rocoso frente a una serie de cargas aplicadas, muestra que existe un efecto importante del volumen que se ve sometido a esfuerzos. Este efecto se relaciona en parte con las discontinuidades naturales del macizo rocoso. Las fracturas de origen geológico constituyen rasgos inherentes a un cuerpo rocoso, de tal forma que las propiedades de resistencia y deformación se ven influenciadas por los materiales constitutivos (por ej. litologías de roca), así como condiciones geológico-estructurales. Estos efectos pueden ser identificados a través de la consideración de distintas escalas de carga de esfuerzos, a los cuales se somete el macizo rocoso durante el desarrollo de la operación minera. El proceso de perforación generalmente reflejará las propiedades de resistencia de la roca intacta, ya que se desarrolla a través de la inducción de fractura en el material rocoso, mediante barrenado. La construcción de una excavación en roca foliada podría reflejar las condiciones del sistema de fractura. En este caso, la sección final de la excavación quedará definida por las actitudes de los sistemas estructurales. El comportamiento del macizo rocoso alrededor de la galería puede evidenciar la presencia de bloques discretos de roca, cuya estabilidad se determina por fuerzas friccionales, y otras que actúan en sus superficies. A una escala mayor, por ejemplo, en el caso de un pilar minero, el macizo rocoso fracturado podría comportarse como un medio pseudo-continuo. Los efectos de escala descritos, se ilustran esquemáticamente en las **Figuras 3.7 y 3.8.**

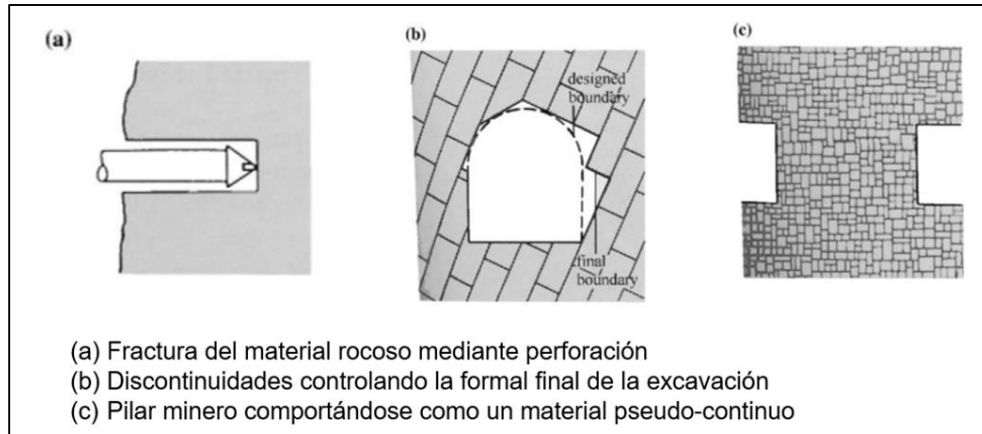


Figura 3.7. Efecto escala en respuesta de la roca frente a la imposición de cargas (Brady & Brown, 2004).

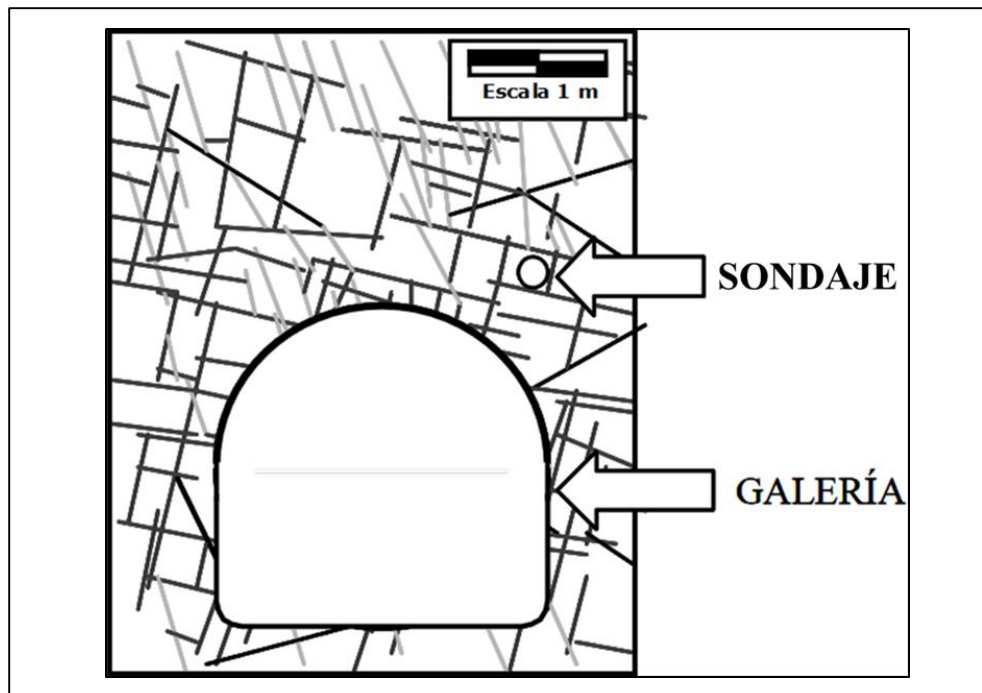


Figura 3.8. Esquema del macizo rocoso con las dos posibles excavaciones, que ejemplifican la influencia de las discontinuidades sobre dichas excavaciones y cómo influye el efecto escala (Ramírez & Alejano, 2006).

Las consideraciones anteriores, demuestran que no es sencillo determinar las propiedades mecánicas del macizo rocoso debido a las dificultades que implica el ensayo de testigos de roca intacta, los que una vez escalados, representan el medio continuo equivalente de manera satisfactoria. Esto indica que es necesario postular y verificar métodos que sintetizen las propiedades del macizo rocoso, a partir de las propiedades de sus elementos constituyentes.



3.2.3. Resistencia traccional

La roca se distingue de otros materiales comúnmente ocupados en la ingeniería, a excepción del concreto, por su baja resistencia traccional. De esta manera, se puede asumir en forma general (“regla del pulgar”), que la resistencia a la tracción uniaxial de las rocas fluctúa entre 5% y 10% de su resistencia a la compresión uniaxial. Las fracturas en roca ofrecen poca o nula resistencia a los esfuerzos traccionales; en consecuencia, es posible establecer de manera general que el macizo rocoso no puede resistir esfuerzos traccionales. Las implicancias de esta propiedad para el diseño de excavaciones en roca, radican en que, cualquier zona que se vea sujeta a esfuerzos traccionales, será en la práctica, una zona de desconfinamiento, y en consecuencia se generará una redistribución local de esfuerzos. Este desconfinamiento puede originar una inestabilidad local en la roca, expresada como desprendimiento progresivo o repentino de fragmentos.

3.2.4. Efecto de las aguas subterráneas

Las aguas subterráneas pueden afectar el comportamiento mecánico del macizo rocoso, de dos maneras diferentes. La manera más lógica, es a través de la ley efectiva de transmisión de esfuerzo (conocida como la “ley de Terzaghi”). El agua bajo presión en las fracturas, que definen bloques de roca, reduce el esfuerzo normal efectivo entre las superficies, disminuyendo la potencial resistencia al corte que puede ser desarrollada por fricción. En rocas porosas, como las areniscas, la ley de esfuerzo efectivo obedece un comportamiento semejante al de suelos granulares. En ambos casos, el efecto que genera la presencia de agua a presión en los poros o fisuras, se traduce en la reducción de la resistencia final de la masa rocosa.

Un efecto más sutil de las aguas subterráneas en las propiedades mecánicas del macizo rocoso, puede deberse a la acción que éstas ejercen sobre las rocas y minerales en particular, generando una disminución de su resistencia. Por ejemplo, los rellenos de arcilla se hacen más suaves en presencia de agua, reduciendo así la resistencia y aumentando la deformabilidad del macizo rocoso. Otro efecto del agua, es el que se observa en aquellas rocas que, al ser excavadas en condiciones secas, parecen sanas, pero en presencia de agua se degradan a tal extremo que son fácilmente desintegrables, como, por ejemplo, rocas con montmorillonita, argilizadas, etc.



3.2.5. Meteorización

La meteorización se puede definir como la alteración generada por la acción química o física de la roca en superficie, debido a gases atmosféricos o soluciones acuosas. El proceso es análogo a los efectos de corrosión en materiales similares. El interés especial de la ingeniería, con respecto a la meteorización, radica en su influencia en la alteración de las propiedades mecánicas de la roca intacta, además del importante efecto que genera en el coeficiente de fricción de las superficies rocosas (Brady & Brown, 2004).

Los procesos físicos tales como ciclos termales y exposición al sol pueden ser importantes en minería de superficie, mientras que, en el caso de minería subterránea, los procesos de la meteorización tienen fundamentalmente un origen químico. Estos incluyen fenómenos de disolución e intercambio iónico, hidratación y oxidación. Algunas acciones de la meteorización se perciben fácilmente, como la disolución de calizas en ambientes de aguas kársticas, o el reblandecimiento de las margas debido a la remoción de sulfatos. En otras situaciones, la susceptibilidad de algunas formas de mineral a ataques químicos, no se ha comprendido totalmente, tal como ocurre en el caso de oxidación de la pirrotita. Un problema especial de la meteorización se presenta en el caso de las rocas básicas que contienen minerales como olivino y piroxeno. Un producto de hidrólisis es la montmorillonita, que corresponde a una arcilla porosa que posee un comportamiento mecánico inestable.

Esta discusión no identifica todos los asuntos que deben ser considerados por la geomecánica. Sin embargo, es claro que su objetivo trasciende el dominio de la mecánica aplicada, debiendo incluir un cierto número de tópicos que no se consideran en ninguna otra disciplina de la ingeniería.

3.3. Consideraciones del Diseño Minero Subterráneo

La extracción de mineral a través de un método minero subterráneo implica el desarrollo de distintos tipos de infraestructuras, con un rango considerable de funciones. En la **Figura 3.9** se ilustran las secciones transversales y longitudinales esquemáticas de diferentes excavaciones: piques principales, galerías de nivel, cruzados, galerías de transporte, piques de ventilación, etc., que constituyen las labores mineras de acceso y servicio. La vida útil de estas labores es comparable o excede la vida de la reserva de mineral. Las excavaciones de servicio y operación directamente asociadas con la recuperación mineral, están constituidas por los cruzados de acceso, frentes de perforación, frentes de extracción y puntos de traspaso, a partir de los cuales, o en los cuales, se desarrollan numerosas operaciones de producción. Estas excavaciones se construyen en el cuerpo mineralizado o en la roca de “cajas” (paredes), cercanas a los contornos del cuerpo, y su vida útil se limita a la duración de la actividad minera en su vecindad inmediata. En consecuencia, muchas labores van siendo eliminadas a través de la actividad minera.

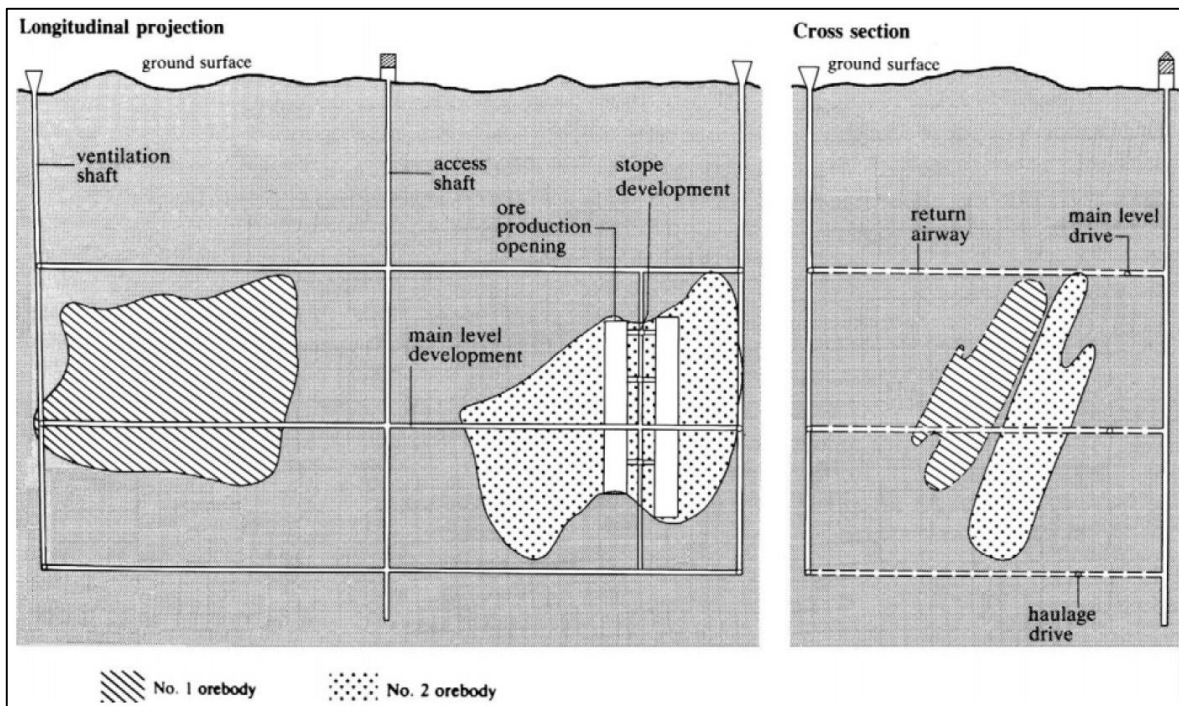


Figura 3.9. Principales tipos de excavaciones desarrollados por métodos subterráneos de explotación (Brady & Brown, 2004).

Es claro que existen dos técnicas mineras diferentes para la extracción de mena subterránea. Cada técnica se representa en la práctica, a través de un cierto número de métodos mineros diferentes. El método minero elegido para la explotación de un cuerpo mineralizado en particular se determina a través de numerosos factores, tales como: tamaño, forma, geometría, posición espacial, distribución de leyes dentro del cuerpo y condiciones geomecánicas. Estas últimas incluyen factores, tales como: propiedades mecánicas “In-Situ”, tanto del cuerpo, como de la roca de caja, estructuras geológicas del macizo rocoso, ambientes de esfuerzos, y condiciones hidrogeológicas en la potencial zona de influencia minera. Es importante hacer notar que los métodos mineros se pueden clasificar sobre la base del tipo y grado de auto soporte entregado por la infraestructura minera, que se ha generado como consecuencia de la extracción del mineral (Brady & Brown, 2004). La infraestructura minera auto soportada se desarrolla a través de métodos tales como cámaras abiertas (open stoping), métodos de cámaras y pilares (room & pillar), corte y relleno (cut & fill) y cámara – almacén (Shrinkage stoping). En la **Figura 3.10**, se visualiza los diferentes tipos de métodos de explotación.

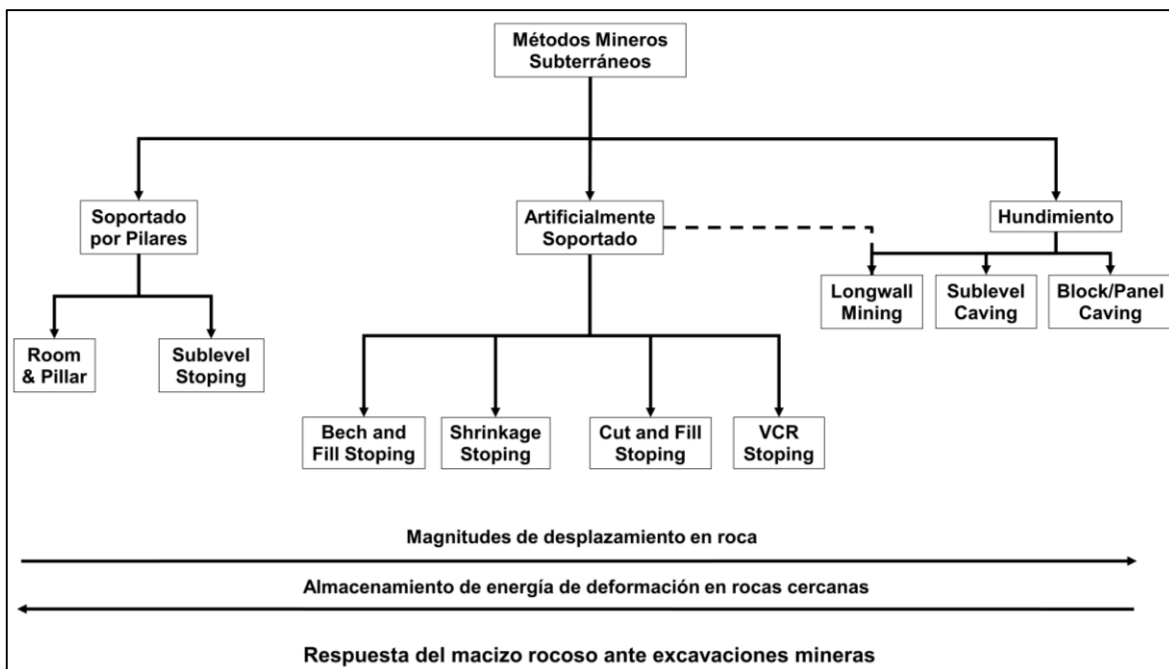


Figura 3.10. Diferentes métodos de explotación subterránea (Brady & Brown, 2004).



Sin embargo, a partir del método minero que se utilice para la extracción de mineral, es posible identificar cuatro objetivos comunes de la ingeniería de rocas en el desarrollo de una infraestructura minera, de acuerdo con los distintos tipos de excavaciones. Estos objetivos corresponden a:

- Asegurar la estabilidad de la infraestructura minera global, definida por mena de excavaciones, remanentes de minerales y roca de cajas.
- Proteger las labores de servicio más grandes.
- Entregar accesos seguros a las áreas de trabajo (frentes de producción), y cercanos a ellos.
- Preservar las condiciones de explotación de las reservas mineras no minadas.

Estos objetivos no son mutuamente independientes. El problema típico de planificación y diseño minero radica en encontrar una secuencia óptima de excavación de cámaras y bloques mineralizados, que satisfaga estos objetivos, además del cumplimiento de otros requerimientos económicos y operacionales. La realización de los objetivos planteados por la ingeniería de rocas requiere un conocimiento de las condiciones geomecánicas en el área minera, y una capacidad analítica de las consecuencias mecánicas de las distintas alternativas de explotación. Se requiere, además, un conocimiento amplio de las políticas de gestión y conceptos mineros generales, orientados a la explotación de un yacimiento particular.

Lo anterior es de suma utilidad para establecer las restricciones operacionales entre excavaciones subterráneas diseñadas con propósitos de ingeniería civil, y aquellas labores correspondientes a operaciones mineras que involucran ingreso de personal. En este último caso, el uso de labores queda en manos de los operadores mineros, de tal manera que son ellos en gran parte, responsables de la inspección. El trabajo de mantención o restitución de las condiciones seguras de una excavación, que abarca tareas que van desde la acuñadura hasta la instalación de soporte, se pueden realizar en cualquier etapa, con la dirección de la administración minera del proyecto. Estas condiciones raramente se aplican a excavaciones sujetas a operaciones civiles. En consecuencia, no es sorprendente que el diseño minero refleje el grado de control inmediato en la utilización, inspección, mantención e instalación de soporte en la excavación.



Además de las diferencias operacionales entre excavaciones mineras y civiles, existen de igual forma, desigualdades bien marcadas en la naturaleza de las infraestructuras generadas, las cuales afectan directamente la filosofía de diseño. La diferencia fundamental es que una infraestructura en roca con propósitos de ingeniería civil es esencialmente fija, mientras que una infraestructura minera continúa su desarrollo de acuerdo con la vida de la mina. En este caso, la secuencia de desarrollo de labores y extracción de mena asume una gran importancia. Las decisiones que se adoptan al comienzo de la vida de un proyecto pueden limitar las alternativas posteriores de explotación y éxito minero, cuando, por ejemplo, se requiere establecer una estrategia de explotación ordenada y efectiva, o cuando se desea recuperar el mineral remanente.

En la **Figura 3.11**, se representa la definición de actividades y funciones verificadas en minería subterránea.

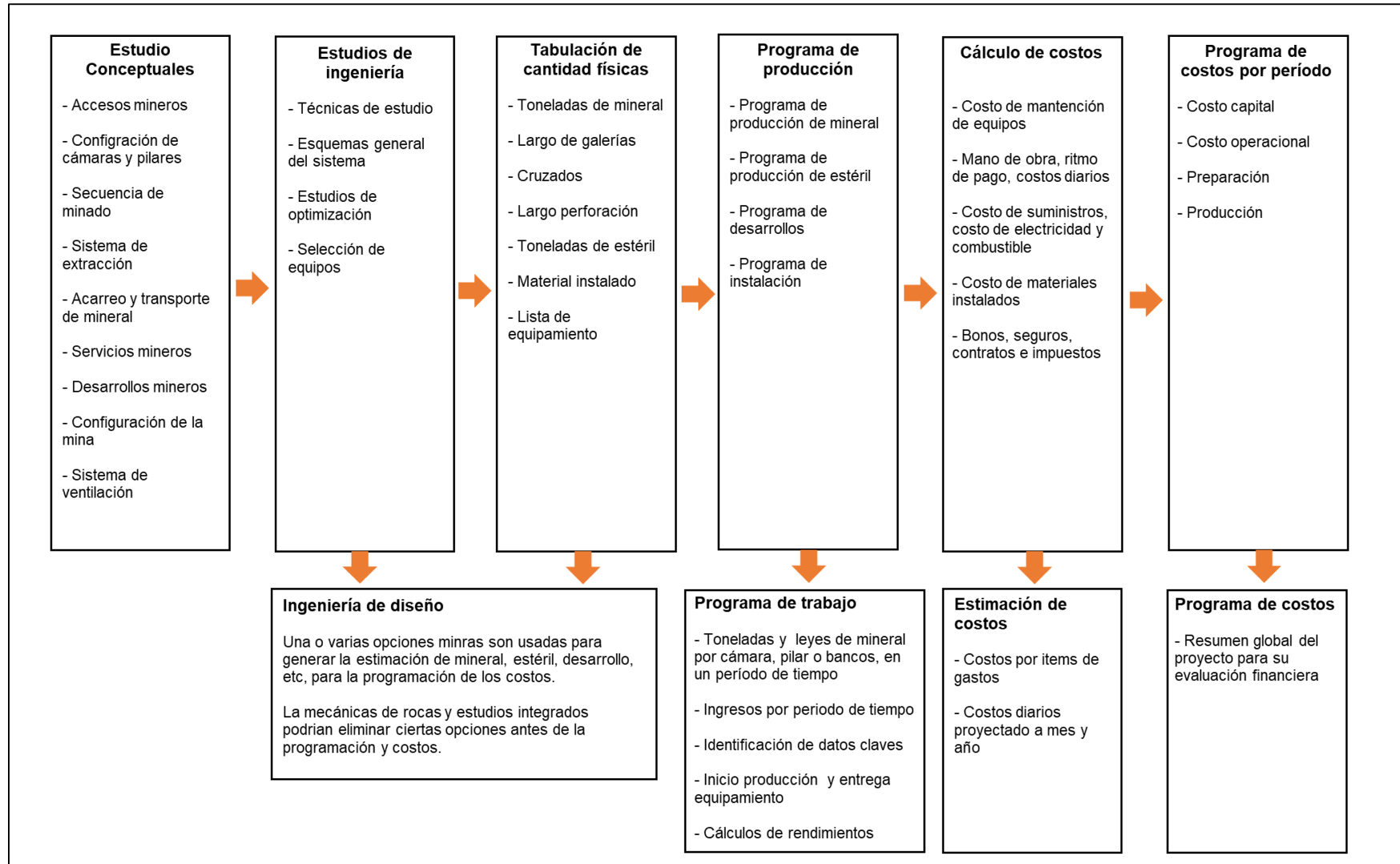


Figura 3.11. Definición de actividades y funciones en minería subterránea (Brady & Brown, 2004).



3.4. Metodologías de la Ingeniería de Rocas

3.4.1. Generalidades

El diseño de las excavaciones en rocas requiere consideraciones que involucran condiciones geotécnicas especiales. A este respecto, E. Hoek entrega la siguiente filosofía de diseño (Hoek, 2007).

“El propósito del diseño de las excavaciones subterráneas, radica en utilizar la roca como principal material estructural, generando la menor perturbación posible del medio durante el proceso de la excavación, así como la menor instalación posible de sistemas de soporte. En su estado natural y en presencia de esfuerzo compresivos, la mayor parte de las rocas son tan resistentes como el concreto y muchas poseen los mismos órdenes de magnitud de resistencia a la compresión que el acero. En consecuencia, no tiene sentido económico reemplazar un material que puede ser perfectamente adecuado, por otro que no lo es tanto.

Una ingeniería de diseño óptima debe ser balanceada, de tal forma que todos los factores interactúen, por lo que incluso se deben considerar aquellos parámetros que no pueden ser cuantificados. La función principal de un ingeniero de rocas no es saber computar en forma exacta, sino saber juzgar de manera criteriosa.

En esencia, la ingeniería de rocas incorpora aspectos tales como planificación de localización de infraestructuras mineras, determinación de sus formas, tamaños, orientaciones y “layout”; técnicas de perforación y voladura; y selección del método de soporte e instrumentación. El ingeniero de rocas estudia los esfuerzos “In-Situ” originales, monitorea las variaciones tensionales debido a los avances mineros o desarrollo de túneles, determina las propiedades de la roca, analiza los esfuerzos, deformaciones y condiciones de agua (presión y flujo), e interpreta los datos generados por la instrumentación (Bieniawski, 1984).

Desafortunadamente, la aplicación del diseño geotécnico en ingeniería de rocas, no ha progresado con la misma velocidad que otras disciplinas de la ingeniería. Esto ha ocasionado el uso de factores de seguridad excesivos en muchos proyectos subterráneos. Se cree que la demanda de factores de seguridad más realistas, así como la incorporación al mercado de ingenieros geomecánicos “más ahorrativos”, permitirá una mejor aplicación del diseño en ingeniería de rocas. A pesar de que hoy en día se realizan innumerables investigaciones en el campo de la ingeniería de rocas, aún existen problemas para “trasladar” esos estudios a procesos de diseño innovadores (Bieniawski, 1984).



3.4.2. Metodologías de diseño en minería e ingeniería civil

Existen consideraciones prácticas diferentes entre el diseño de labores en minería y el diseño de excavaciones para ingeniería civil. Estas diferencias en la práctica se basan más en tradición, que en razones técnicas (Bieniawski, 1984). No obstante, existen algunas diferencias fundamentales entre el diseño de labores subterráneas mineras y civiles:

- La mayoría de los túneles de ingeniería civil son virtualmente permanentes (e.g. túneles de ferrocarril, túneles de drenaje y desvíos de aguas, etc.), mientras que las labores mineras son temporales, a pesar de que algunas de ellas tienen una vida útil de varias décadas.
- Las excavaciones de ingeniería civil generalmente son de uso público, mientras que las excavaciones mineras son usadas sólo con propósitos mineros.
- La longitud de labores mineras excede muchas veces la longitud de las excavaciones realizadas con propósitos civiles.
- Las condiciones de terreno en minería se conocen en el transcurso del tiempo, debido a la realización de explotación minera durante varios años en un lugar específico, mientras que, en obras civiles, las infraestructuras se emplazan en terrenos que requieren de exploraciones detalladas y específicas.
- La infraestructura de ingeniería civil se localiza a profundidades relativamente bajas (menos de 500 m bajo la superficie), con un campo de esfuerzos que generalmente no es considerado. Todo lo anterior origina que en ingeniería civil los factores geológicos tengan un efecto dominante, mientras que, en minería, el campo de esfuerzos constituye un factor de gran importancia, principalmente en condiciones de mayor profundidad.
- Debido a que la minería corresponde a un proceso activo, las excavaciones subterráneas están sujetas a condiciones de esfuerzos cambiantes, por lo que se requieren sistemas de sostenimiento diferentes, con respecto a aquellos usados para condiciones permanentes, que se verifican en el desarrollo de excavaciones de ingeniería civil.



- Los financiamientos para investigación de diseño minero generalmente son menores a los dispuestos en ingeniería civil.
- Los lugares de ubicación de las excavaciones civiles, generalmente se seleccionan de acuerdo con la ubicación de la roca de mejor calidad. En minería en cambio, la localización del yacimiento determina el lugar de emplazamiento de las labores.

Numerosos autores han ratificado a través de los años los beneficios de la interacción entre ingeniería civil y minería. Por ejemplo, esta última ha entregado al desarrollo civil el uso de sistemas de soporte activos tales como cableado y apernado. Por su parte, la ingeniería civil ha aportado a la minería, métodos de revestimiento de labores a través de proyección de hormigón (shotcrete), además de sistemas de soporte pasivo mediante instalación de marcos de acero. El área específica en la cual la minería ha hecho sus mayores aportes, se relaciona con la máxima recuperación económica, compatible con criterios de aceptabilidad geomecánica.

Los métodos de diseño disponibles para la evaluación de estabilidad minera pueden ser categorizados como:

- Métodos analíticos
- Métodos de observación
- Métodos empíricos

Existen, además, dos aproximaciones adicionales que también son utilizadas, denominadas técnicas geológicas y de cumplimiento (de regulaciones, restricciones y limitaciones mineras).

a) Métodos analíticos

Utilizan los análisis de esfuerzo y deformaciones alrededor de excavaciones. Estos incluyen técnicas tales como soluciones cerradas, métodos numéricos (elementos finitos, diferencias finitas, elementos de contorno), simulaciones análogas (eléctricas y fotoelásticas), y modelamientos físicos.



b) Métodos de observación

Se relaciona con el monitoreo de movimientos de terreno durante la ejecución de la excavación, para detectar inestabilidades medibles y la interacción de éstas con los métodos de soporte. Estas aproximaciones incluyen el “Método Austríaco de Desarrollo de Túneles”, y el “Método de Convergencia-Confinamiento”. Aunque se consideran en forma separada, las técnicas de observación permiten verificar los resultados y predicciones que entregan otro tipo de análisis.

c) Métodos empíricos

Evalúan la estabilidad de minas y túneles a través del uso del análisis estadístico de observaciones subterráneas. Las clasificaciones de macizos rocosos corresponden a los métodos empíricos más conocidos para la evaluación de estabilidad de excavaciones subterráneas en roca (Bieniawski, 1984). Estas metodologías han recibido una atención creciente en los últimos años y en muchos proyectos de túneles estas aproximaciones se han utilizado como única base práctica de diseño. En la minería, las aplicaciones recientes incluyen minería metálica y minería de carbón.

Todos los métodos requieren el ingreso de información geológica, además del establecimiento de consideraciones de seguridad.

Las técnicas geológicas se utilizan para identificar estructuras y otros rasgos que afectan la estabilidad estructural (Bieniawski, 1984). Para este propósito se emplea la recuperación de testigos, mapeo geológico, métodos geofísicos (termografía, análisis sísmico mediante tomografía, etc.), fotografía aérea, e imágenes satelitales. En forma reciente se han desarrollado métodos de “análisis de riesgos” (Bieniawski, 1984).

El cumplimiento de consideraciones mineras debe ser incluido, debido a que independiente de los resultados generados a partir de los métodos de diseño utilizados, los diseñadores deben satisfacer las regulaciones mineras y de desarrollo de túneles, además de otras limitaciones subterráneas tales como ventilación, transporte, etc.

Muchos autores han realizado distintos procesos de diseño, pero todos ellos plantean una observación en común, que establece que ningún diseño de ingeniería de rocas debe ser considerado en forma definitiva hasta que se haya completado la construcción de la infraestructura en cuestión.

Los principales factores que afectan la estabilidad de las labores subterráneas son:

- Campos de esfuerzos a los que se ven afectadas las excavaciones.
- Interacción entre labores adyacentes.
- Propiedades resistentes, y otras, de las litologías en que se localizarán las excavaciones.
- Condiciones de aguas subterráneas.
- Calidad y método de desarrollo de las excavaciones.
- Soporte del macizo rocoso.

Un procedimiento de diseño de excavaciones subterráneas, detallado y explicativo se entrega a través de las **Figuras 3.12 a 3.17**.

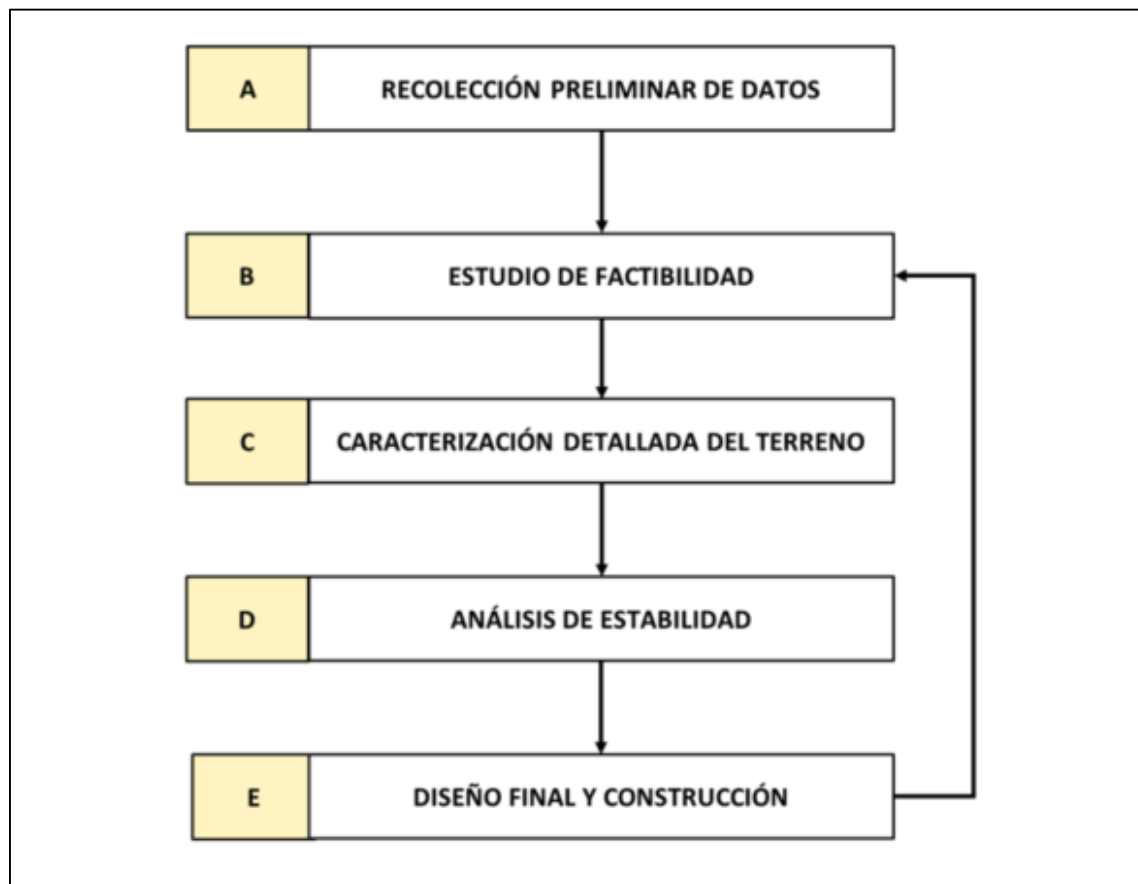


Figura 3.12. Proceso de diseño para excavaciones subterráneas (Bieniawski, 1984).

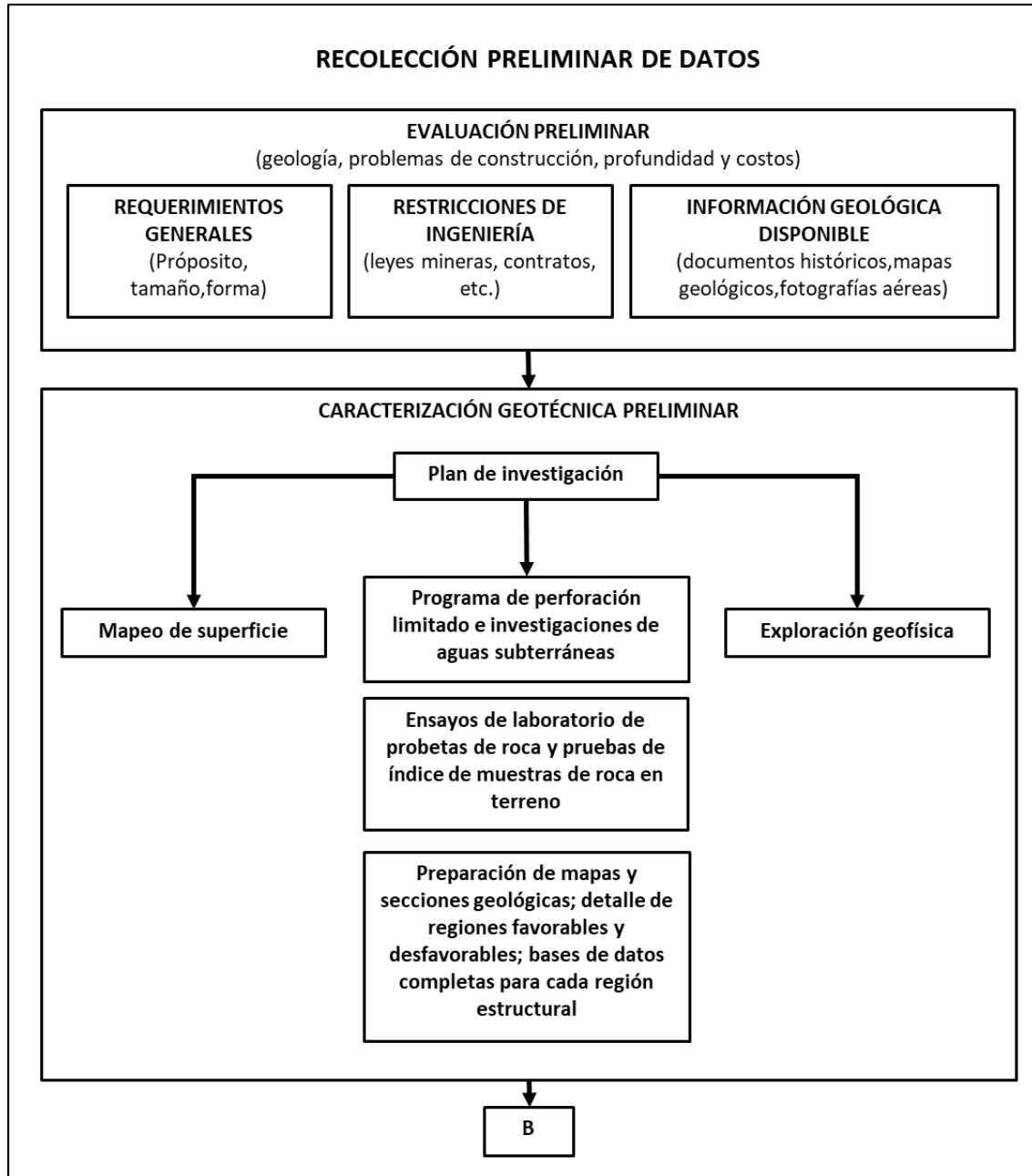


Figura 3.13. Diagrama A del proceso de diseño (Bieniawski, 1984).

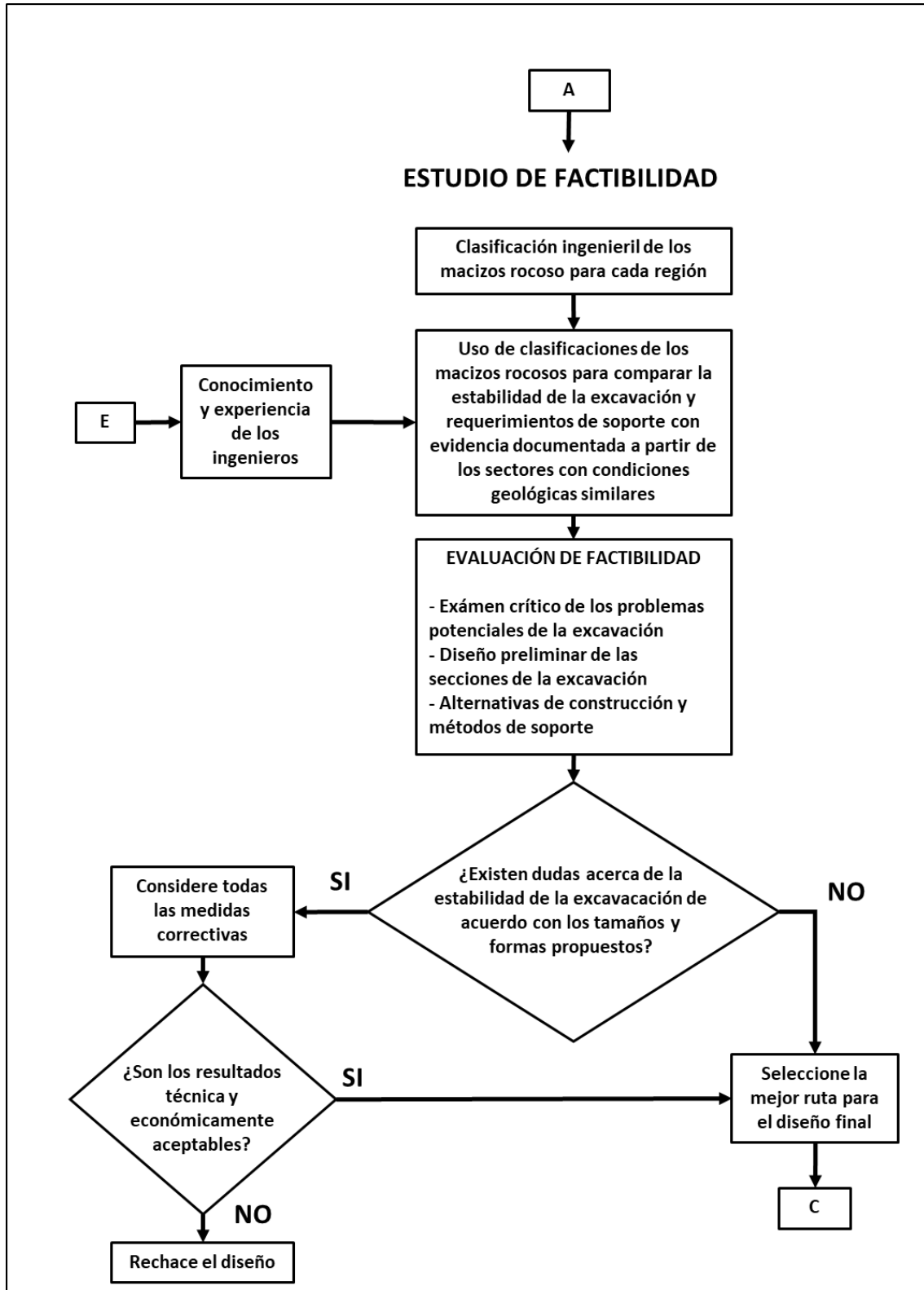


Figura 3.14. Diagrama B del proceso de diseño (Bieniawski, 1984).

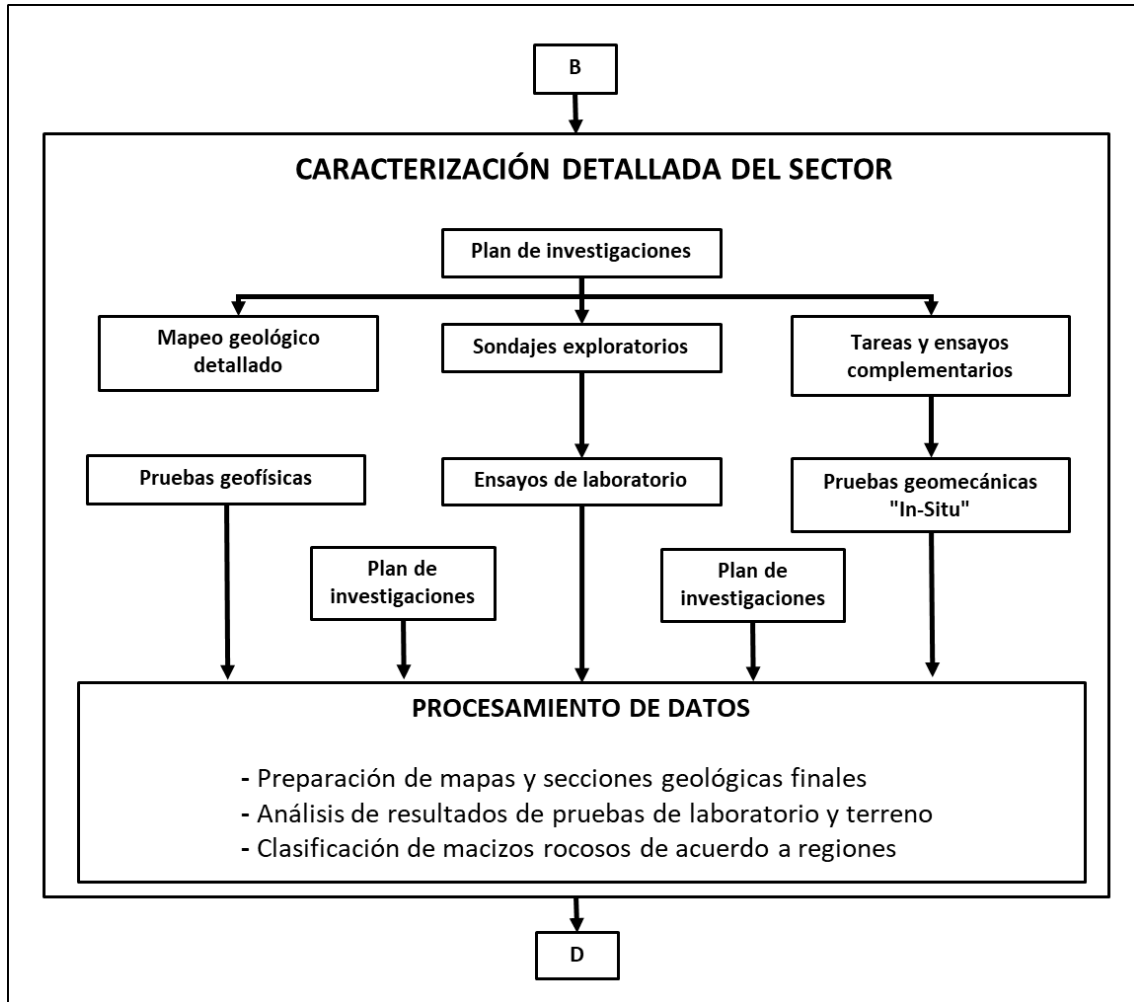


Figura 3.15. Diagrama C del proceso de diseño (Bieniawski, 1984).

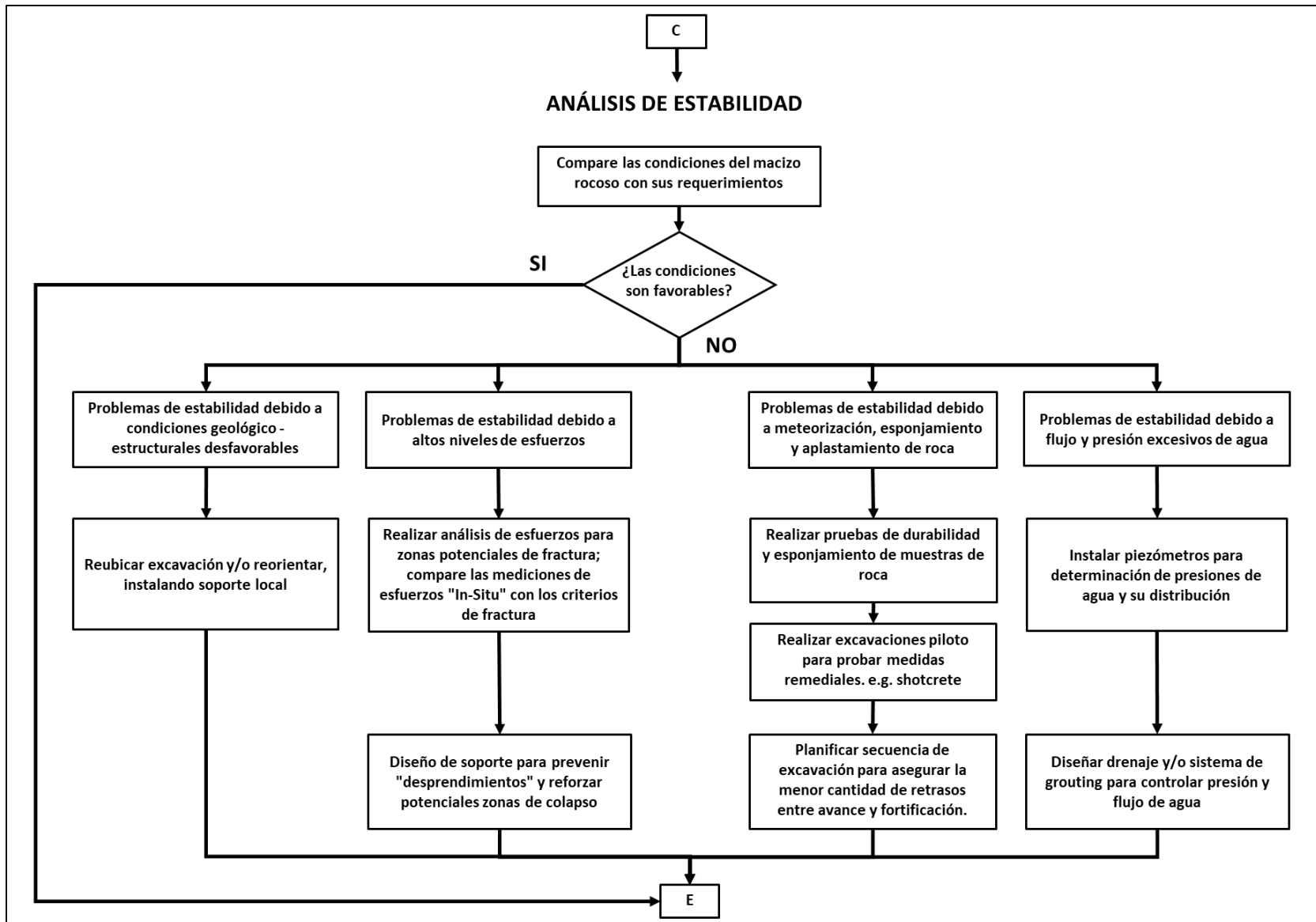


Figura 3.16. Diagrama D del proceso de diseño (Bieniawski, 1984).

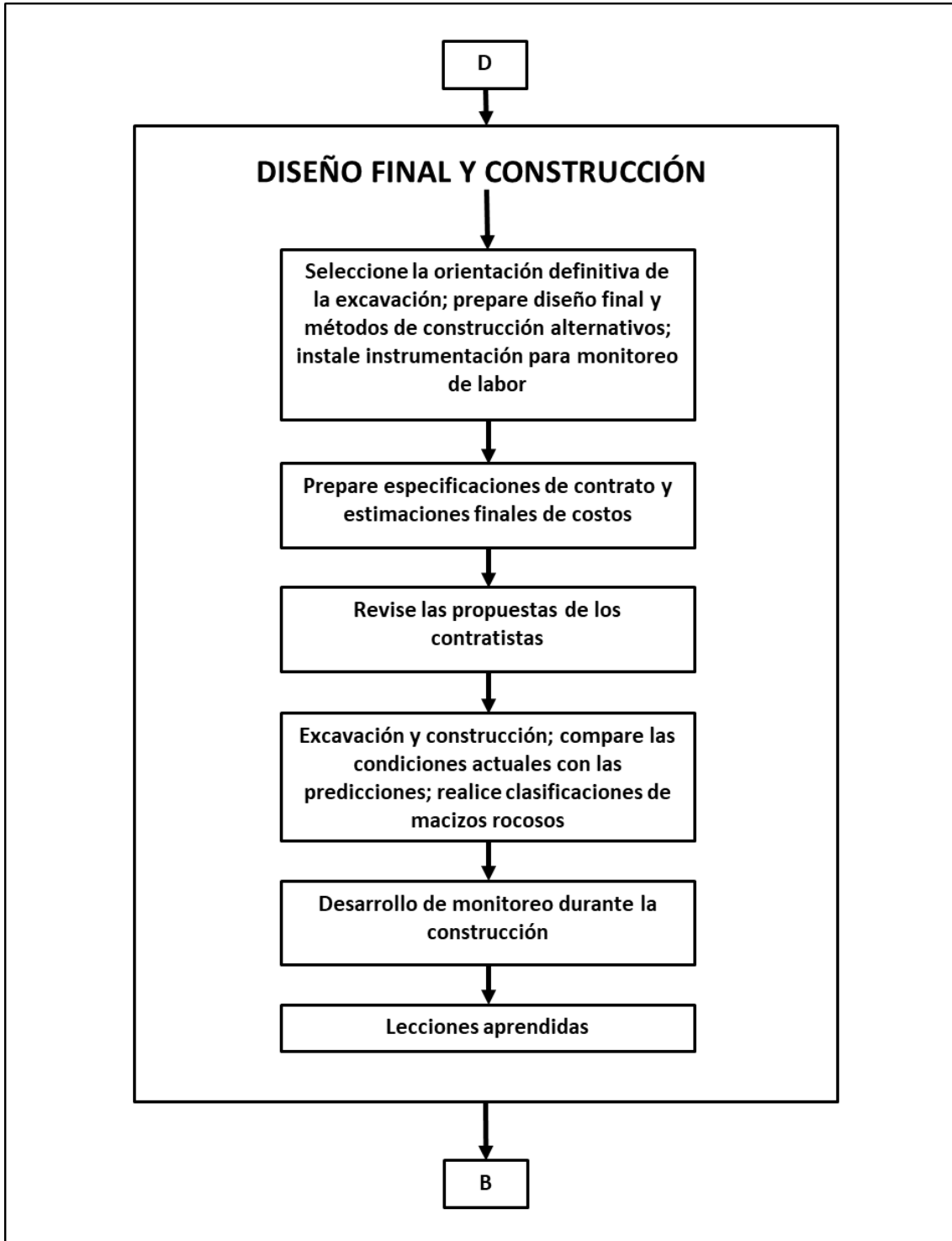


Figura 3.17. Diagrama E del proceso de diseño (Bieniawski,1984).

3.4.3. Sistemas de clasificación del macizo rocoso

Las clasificaciones del macizo rocoso constituyen un método fundamental para establecer de forma sencilla, el grado de calidad que éste pueda presentar, debido a que permiten obtener parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo, y así estimar las medidas de sostenimiento de una excavación (González & otros, 2004).

Existen múltiples sistemas de clasificación, pero los más utilizados actualmente son los que se presentan a continuación.

3.4.3.1. Rock Quality Designation “RQD”

Este sistema de clasificación desarrollado por Deere, originalmente el 1963, y modificado en forma posterior (1967), cuantifica la calidad de la roca mediante la diferencia entre, la suma de los trozos de testigos con longitudes superiores a 10 cm (o 4 pulgadas) y la longitud total de la corrida del testigo, tal como se observa en la **Figura 3.18**.

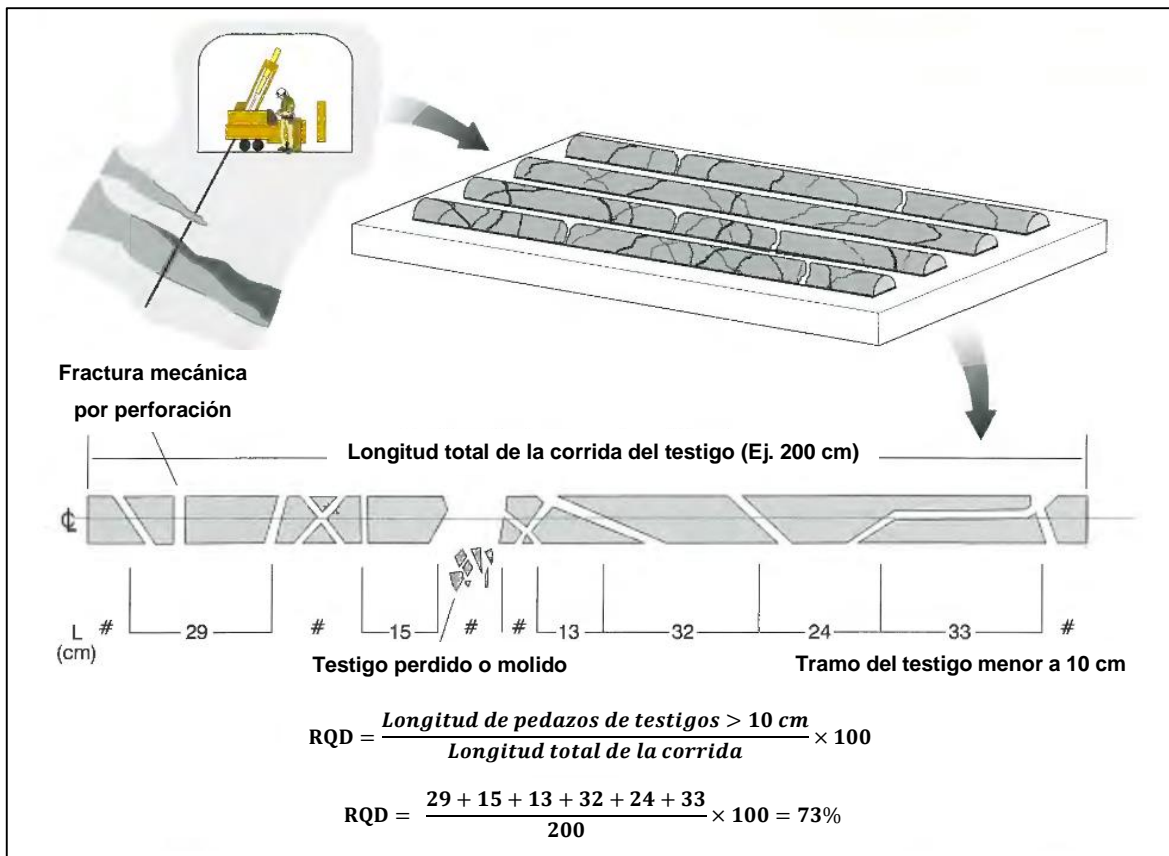


Figura 3.18. Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003).



Originalmente, cuando Deere desarrolló este sistema, hizo uso de testigos con un diámetro de 54.7 mm (2.15 pulgadas). En consecuencia, al ocupar testigos con un diámetro menor, existe la posibilidad de que éstos se encuentren más propensos a sufrir ciertos daños ocasionados por la perforación.

A partir del valor del RQD, se puede definir la calidad del macizo rocoso, tal como se observa en la **Tabla 3.1**

Tabla 3.1. Interpretación del valor del RQD (Deere, 1963).

Descripción RQD	Valor RQD (%)
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Existe una ecuación formulada por Palmström (2005), en donde se relaciona el RQD con el “Joint Volumetric” o “Diaclasado Volumétrico” (J_v), que corresponde a un parámetro asociado al número de discontinuidades por m^3 , tal como se puede observar en las **Ecuaciones 3.1 y 3.2**.

Ecuación 3.1. Fórmula para la estimación del RQD en base al J_v (Palmström, 2005).

$$\mathbf{RQD = 110 - 2.5J_v ; 4 \leq J_v \leq 44}$$

Ecuación 3.2. Ecuación para la estimación del parámetro J_v (Palmström, 2005).

$$J_v = \sum_{i=1}^n \frac{1}{S_i}$$

Dónde:

- RQD = Rock Quality Designation.
- J_v = Joint Volumetric.
- S_i = Espaciamiento promedio del set “i”



3.4.3.2. Rock Tunneling Quality Index “Q”

El índice de calidad de roca en túneles, o mejor conocido como el sistema “Q”, es un método empírico de clasificación de roca, desarrollado por Barton & otros (1974), el cual considera un total de 6 parámetros para su cálculo, como se presenta en la **Ecuación 3.3**.

Ecuación 3.3. Ecuación para la estimación del valor “Q” (NGI, 2015).

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

Dónde:

- RQD = “Rock Quality Designation”.
- J_n = Número de sets estructurales.
- J_r = Rugosidad de las estructuras.
- J_a = Alteración de las estructuras.
- J_w = Condición de agua en las estructuras.
- SRF = “Stress Reduction Factor” es un coeficiente que considera el estado tensional del macizo rocoso.

Cada parámetro de forma individual, es determinado durante el mapeo geomecánico, y con el uso de tablas que entregan valores numéricos asignados a las situaciones descritas en dicho mapeo. De igual forma, los 6 parámetros representan los 3 factores principales que determinan la estabilidad en excavaciones subterráneas (NGI, 2015):

- El primer cociente (RQD/J_n) representa el número de estructuras en el macizo rocoso y también hace referencia al tamaño de bloques existentes.
- El segundo cociente (J_r/J_a) representa las propiedades de la rugosidad y fricción entre las paredes de las discontinuidades, en general hace referencia a la resistencia al corte de las discontinuidades.
- El último cociente (J_w/SRF) consiste en el estado activo de los esfuerzos en el macizo rocoso.



La calidad asociada al valor de Q, se entrega en la **Tabla 3.2**.

Tabla 3.2. Interpretación del valor del Q de Barton (NGI, 2015).

Valor Q	Calidad
0.001 – 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Extremadamente mala
0.1 – 1	Muy mala
1 – 4	Mala
4 – 10	Regular
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1000	Excepcionalmente buena

3.4.3.3. Rock Mass Rating “RMR”

Desarrollado por Bieniawski en 1973 y actualizado en 1976, 1979 y 1989. Constituye un sistema de clasificación del macizo rocoso, que permite relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y sostenimiento. Esta clasificación considera los siguientes parámetros geomecánicos (González, 2004):

- Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (UCS).
- Rock Quality Designation (RQD).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de las aguas subterráneas.
- Disposición de las discontinuidades con respecto a la orientación de las excavaciones.



La incidencia de estos parámetros en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, se puede expresar mediante el índice RMR, el cual considera valores comprendidos entre 0 y 100. Para su cálculo, se requiere la suma de los puntajes asociados a los parámetros anteriormente mencionados, tal como se muestra en la **Ecuación 3.4**.

Ecuación 3.4. Fórmula para la estimación del “RMR”.

$$\text{RMR}_{89} = P(\text{UCS}) + P(\text{RQD}) + P(\text{S}) + P(\text{Jc}) + P(\text{Jw}) + P(\text{Jo})$$

Dónde:

- $P(\text{UCS})$ = Puntaje asociado a la resistencia a la compresión uniaxial.
- $P(\text{RQD})$ = Puntaje asociado al “Rock Quality Designation”.
- $P(\text{S})$ = Puntaje asociado al espaciamiento de las discontinuidades.
- $P(\text{Jc})$ = Puntaje asociado a la condición de las discontinuidades.
- $P(\text{Jw})$ = Puntaje asociado a la condición de agua.
- $P(\text{Jo})$ = Puntaje asociado a la orientación de las discontinuidades y las excavaciones.

La **Tabla 3.3** entrega la clasificación del macizo rocoso, en base a la suma de los puntajes obtenidos.

Tabla 3.3. Clasificación del macizo rocoso en función del RMR (Bieniawski, 1989).

Calificación	Descripción	RMR
I	Roca muy buena	81-100
II	Roca buena	61-80
III	Roca regular	41-60
IV	Roca mala	21-40
V	Roca muy mala	0-20



3.4.3.4. Mining Rock Mass Rating “MRMR”

El MRMR es un sistema de clasificación geomecánico introducido por Laubscher en 1974, el cual se desarrolló como una variante del RMR de Bieniawski, para poder incorporar los factores propios de la actividad minera.

En el año 2001, Laubscher y Jakubec actualizaron este sistema, incorporando el IRMR (“In-Situ Rock Mass Rating”), el cual se puede estimar mediante la suma de los parámetros señalados en la **Ecuación 3.5**.

Ecuación 3.5. Ecuación para la estimación del “IRMR” (Laubscher & Jakubec, 2001).

$$\text{IRMR} = \text{P}(\text{BS}) + \text{P}(\text{JS}) + \text{P}(\text{JC})$$

Dónde:

- P(BS) = Puntaje asociado a la resistencia en compresión uniaxial de los bloques del macizo rocoso.
- P(JS) = Puntaje correspondiente al espaciamiento de las discontinuidades (ya no se considera el RQD).
- P(JC) = Puntaje relacionado con la condición de las discontinuidades (rugosidad, alteración, relleno, etc.)

Mediante el uso del IRMR y los factores de ajuste, se obtiene el valor del MRMR, tal como se detalla en la **Ecuación 3.6**:

Ecuación 3.6. Fórmula para la estimación del MRMR (Laubscher & Jakubec, 2001).

$$\text{MRMR} = \text{IRMR} \times \text{A}_{\text{Weather}} \times \text{A}_{\text{Joint}} \times \text{A}_{\text{Blast}} \times \text{A}_{\text{Stress}} \times \text{A}_{\text{Water}}$$

Dónde:

- IRMR = “In situ rock mass rating”.
- $\text{A}_{\text{Weather}}$ = Ajuste por meteorización/intemperización.
- A_{Joint} = Ajuste por orientación de las estructuras.
- A_{Blast} = Ajuste por daño de tronadura.
- A_{Stress} = Ajuste de esfuerzo inducidos por las excavaciones.
- A_{Water} = Ajuste por la presencia de agua en las estructuras.



La clasificación de macizo rocoso según el valor del MRMR, se entrega en la **Tabla 3.4**.

Tabla 3.4. Clasificación MRMR (Laubscher & Jakubec, 2001).

Valor MRMR	Clasificación
[0 – 20]	Muy mala
]20 – 40]	Mala
]40 – 60]	Regular
]60 – 80]	Buena
]80 – 100]	Muy buena

3.4.3.5. Geological Strength Index “GSI”

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) introducido por Hoek en 1994, entrega un valor, el cual, en conjunto con las propiedades de la roca intacta, se puede ocupar para la estimación de la reducción de la resistencia del macizo rocoso para diferentes condiciones geológicas (Hoek, 2007).

Este índice ha sido actualizado en numerosas ocasiones, en base a la experiencia obtenida por medio de su aplicación. Hoek & Marinos en el año 2000, publicaron la cartilla mostrada en la **Figura 3.19**, para su uso en macizos rocosos fracturados.

<p>ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA PARA ROCAS FRACTURADAS (Hoek y Marinos, 2000)</p> <p>En base a la litología, estructura y superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango entre 33 y 37 es más realista que considerar un GSI igual a 35. Importante notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por las estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies de las rocas, que son propensas a deteriorarse como resultado de los cambios en la humedad, se reducirá si existe presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, se puede hacer un cambio a la derecha para condiciones húmedas. La presión del agua se trata mediante el análisis de esfuerzos efectivos.</p>		<p>Condiciones de la superficie</p>				
		<p>MUY BUENAS Superficie muy rugosa, fresca y sin meteorización</p>	<p>BUENA Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchas de hierro</p>	<p>REGULAR Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas</p>	<p>POBRE Superficies resbaladizas, alta meteorización y rellenos compactos</p>	<p>MUY POBRE Superficies resbaladizas, alta meteorización y rellenos arcillosos</p>
<p>Estructura</p>		<p>Disminución de la calidad de la superficie →</p>				
<p>INTACTA o MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva In-situ, con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.</p>	90			N/A	N/A	
<p>LEVEMENTE FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formados por tres intersecciones de sistemas de discontinuidades.</p>	80	70				
<p>FRACTURADO - Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la intersección de 4 o mas sistemas</p>		60	50			
<p>MUY FRACTURADA - Macizo plegado con bloques angulares formados por variadas intersecciones de sistemas. Persistencia de los planos estratificados</p>			40	30		
<p>DESINTEGRADO - Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p>				20		
<p>FOLIADO/LAMINADO/CIZALLADO - Falta de bloques debido al espaciamiento cercano de la esquistosidad débil o planos de corte</p>	N/A	N/A			10	

Figura 3.19. Cartilla GSI (Hoek & Marinos, 2000).



3.5. Mecanismos de Inestabilidad Geotécnica en Minería Subterránea

Para la construcción de estructuras mineras subterráneas, es necesario tener en consideración los distintos tipos de mecanismos de inestabilidad existentes, que pueden poner en riesgo la integridad de éstas, y que son clasificados como:

- Mecanismos de inestabilidad controlados por estructuras.
- Mecanismos de inestabilidad controlados por esfuerzos.

Ambos mecanismos pueden actuar en conjunto, incidiendo en gran medida en la estabilidad de las excavaciones subterráneas, por ello es fundamental su permanente estudio, con la finalidad de tomar medidas preventivas y aplicar los sistemas de soporte de manera oportuna.

3.5.1. Mecanismos de inestabilidad controlados por estructuras

En excavaciones donde se evidencian bajos o nulos esfuerzos compresivos, los bloques y/o cuñas, emplazados en el contorno de una excavación, pueden fallar debido a los efectos de la gravedad o deslizar a lo largo de un plano estructural.

La identificación de la formación de bloques y/o cuñas, se realiza principalmente por medio de un mapeo geomecánico y un posterior análisis estereográfico. Otro método ocupado para la evaluación estructural, es la “Teoría de Bloques” introducida por Goodman (1989).

3.5.1.1. Análisis estereográfico

Una forma rápida y sencilla de evaluación de bloques, corresponde al uso de las proyecciones estereográficas, a partir de las cuales, se analiza la formación de bloques tetraédricos, considerando la intersección de tres sistemas estructurales, como mínimo. Para identificar si un bloque caerá libremente por efecto de la gravedad, es necesario identificar si el triángulo formado por los tres sistemas estructurales estará al centro de la planilla estereográfica. Un bloque deslizante se identifica principalmente, a través de la generación de un triángulo creado por tres sistemas estructurales, pero en esta situación en particular, dicho triángulo no se encuentra ubicado en el centro de la red estereográfica. Por lo cual, para determinar si el bloque deslizará, la porción de uno o más de los planos debe estar dentro del círculo de fricción correspondiente. Las situaciones anteriormente descritas, se pueden visualizar en la **Figura 3.20**.

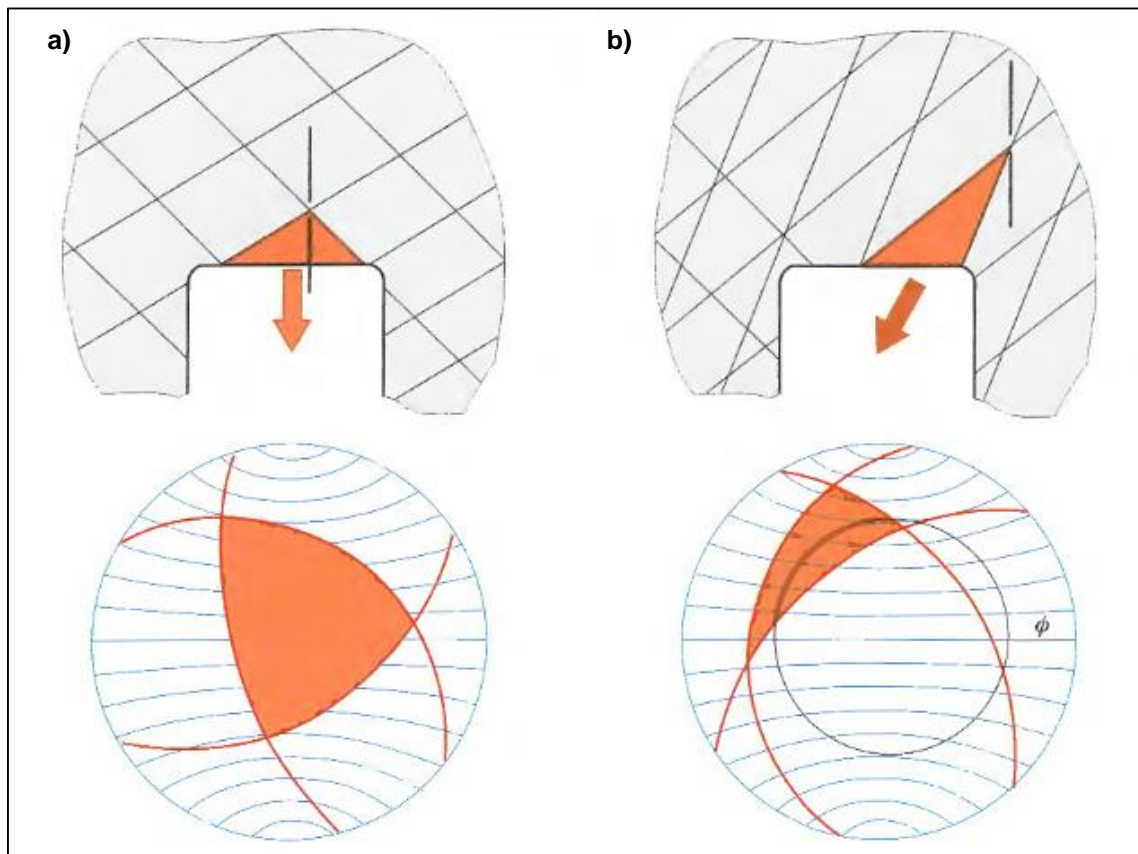


Figura 3.20. Ilustración del análisis cinemático de un bloque, mediante el uso de la proyección estereográfica (ACG, 2003).



3.5.1.2. Teoría de bloques

Las excavaciones realizadas en macizos rocosos que poseen un cierto número de estructuras, pueden presentar bloques de roca de distinto tamaño. En consecuencia, los arreglos estructurales generan bloques críticos localizados en los contornos de la excavación, cuyas caídas o desplazamientos afectan la integridad de las labores y el esquema de ingeniería desarrollado. Si la excavación se encuentra sin medidas de soporte, los movimientos de bloques pueden inducir desprendimientos, y en algunos casos, ocasionar daños a las personas y/o equipos. Por otro lado, si la excavación se encuentra soportada, los movimientos de bloques transferirán las cargas al sistema de soporte, el cual fallará si no ha sido diseñado adecuadamente para resistir estos esfuerzos. Aunque la roca sea suficientemente resistente, los ingenieros de diseño deben tener en consideración las potenciales caídas y deslizamientos de bloques, ya que, si éstos son tratados de manera adecuada, se podrá asegurar y mantener la estabilidad de la excavación.

En general, un bloque de roca se encuentra determinado por la intersección de ciertas discontinuidades, y la cara libre generada por la excavación. Sin importar cuantos planos definan el bloque, éstos se pueden movilizar a través de distintos mecanismos: caída, deslizamiento a través de un plano, deslizamiento a través de la intersección de planos, o combinación de deslizamiento y rotación. Todos estos movimientos requieren de una cara libre abierta. En consecuencia, la primera precaución a tener en cuenta para el movimiento de bloques en un determinado sector, radica en el espaciamiento que se verifica en las estructuras. Por otra parte, si los bloques potencialmente peligrosos poseen una resistencia adecuada frente al movimiento, su estabilidad se encontrará asegurada y no se producirá el movimiento de éstos.

La teoría de bloques (Goodman & Shi, 1990), establece técnicas para localizar y analizar los bloques críticos, potencialmente inestables, que se denominan “keyblocks”, con el objetivo de establecer sus requerimientos de soporte. A través del uso de estas técnicas, es posible planificar diseños óptimos de soporte, y establecer orientaciones y formas óptimas de excavaciones que minimicen o eliminen completamente la necesidad de soportes artificiales.



En esta teoría se establecen seis tipos de bloques alrededor de una excavación (**Figura 3.21**). Los bloques tipo VI, son de discontinuidad, y no poseen caras libres en el contorno de la excavación. Los bloques tipo V poseen caras libres en la excavación, pero son infinitos. A menos que se formen nuevas fracturas alrededor de la excavación, ninguno de estos dos tipos, constituyen keyblocks. Lo mismo ocurre con los bloques tipo IV, los que se encuentran trabados.

Todos los demás bloques (I, II y III), son considerados finitos y removibles (“Keyblocks”). El movimiento de éstos se encuentra determinado por su geometría, dirección de la fuerza resultante, y magnitud de los ángulos de fricción de los planos estructurales. Los bloques tipo III son seguros bajo la acción de la fuerza de gravedad. Los bloques tipo II son estables, debido a que poseen una base plana, de tal manera que la fricción evita el movimiento gravitacional. Sin embargo, estos bloques se pueden volver inestables debido a la acción de fuerzas traccionales, generadas por la acción del agua en las superficies de los planos, o debido a posibles aceleraciones que generen una rotación de la fuerza resultante fuera de la base del plano del bloque, hacia la cara libre.

Los bloques tipo I probablemente se moverán, a menos que sean soportados a medida que la excavación avanza. Los bloques localizados en el techo de la labor caerán, y los de las paredes deslizarán.

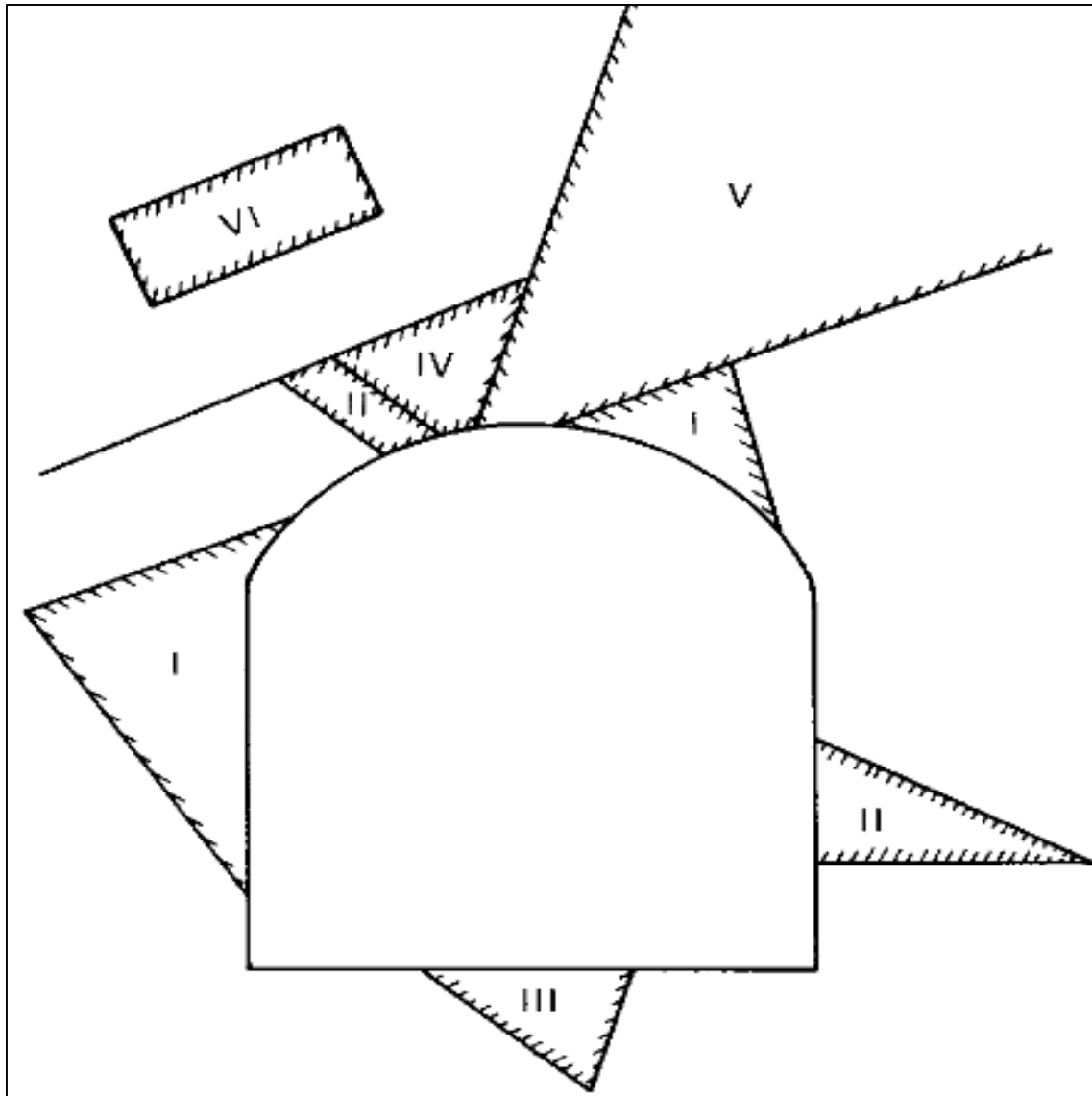


Figura 3.21. Tipos de bloques: I Keyblocks; II potenciales keyblocks; III keyblocks seguros; IV bloques trabados; V bloques infinitos; VI bloques de discontinuidad (Goodman, 1989).

La teoría de bloques entrega un sistema de clasificación de bloques dentro de estos grupos. La primera decisión consiste en separar los bloques no removibles (IV, V y VI) de aquellos removibles (I, II, III) a través del teorema de Shi (1989). La metodología de análisis toma en cuenta la dirección de deslizamiento y caída de bloques, definiendo la dirección de la fuerza resultante, con el propósito de separar los bloques tipo III, de los bloques tipo II y I. Finalmente, realiza un análisis de equilibrio límite considerando la fricción de las caras de los bloques, con el objeto de establecer los keyblocks y determinar los requerimientos de soporte.



Los análisis básicos dependen de la orientación relativa de los sistemas de fractura y no de los perímetros específicos de los bloques, de tal forma que la gran cantidad de geometrías de bloques creadas por la intersección de discontinuidades, se representa a través de un número finito de análisis.

3.5.2. Mecanismos de inestabilidad controlados por esfuerzos

El efecto de los esfuerzos en las excavaciones mineras, depende de su orientación y magnitud, junto con el dimensionamiento de las excavaciones, la calidad del macizo rocoso y la profundidad.

Cuando los esfuerzos inducidos en un área específica, exceden la resistencia del macizo rocoso ($F.S < 1$), se produce la falla de este mismo (Miyuki, 2008). De esta forma en un ambiente de roca muy competente y altos niveles de esfuerzos, es posible que se generen problemas de microsismicidad, y en condiciones extremas, se pueden producir eventos del tipo “estallido de rocas” (rockburst), tal como se muestra en **Figura 3.22**.



Figura 3.22. Eyección del material, asociada a condición de sismicidad inducida (Weber, 2007).

Por otro lado, En condiciones de rocas muy fracturadas o de baja competencia, sometidas a esfuerzos elevados, se pueden generar deformaciones significativas, que en casos extremos pueden ocasionar convergencias importantes, propias del fenómeno de “squeezing”, tal como se puede observar en la **Figura 3.23**.

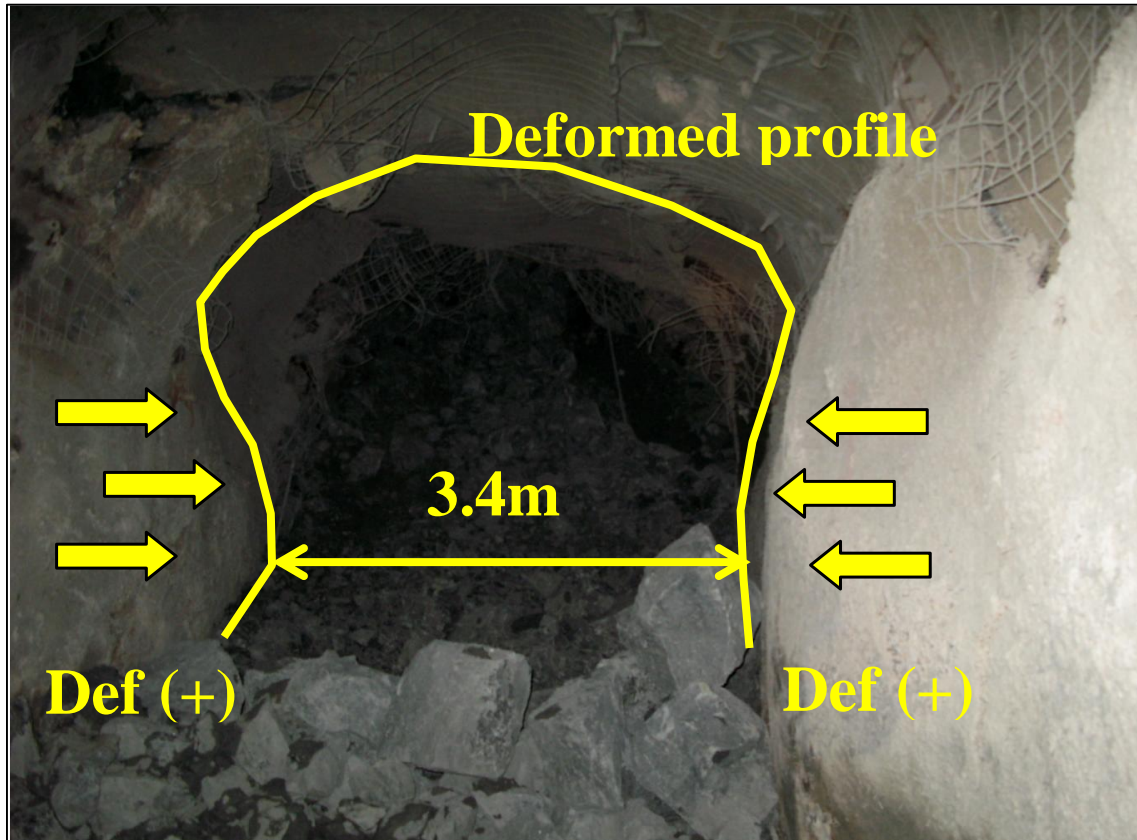


Figura 3.23. Ejemplo del fenómeno “squeezing” en una excavación (Fernández, 2011).

En las **Figuras 3.24** y **3.25**, se observa la sobre-excavación de roca en una galería, asociada a una condición de esfuerzos “In-Situ” en rocas competentes, pero sin la proyección violenta del material, característico de condiciones dinámicas (o micro-sísmicas).



Figura 3.24. Sobre-excavación en una galería como consecuencia de los esfuerzos (Fernández, 2000).

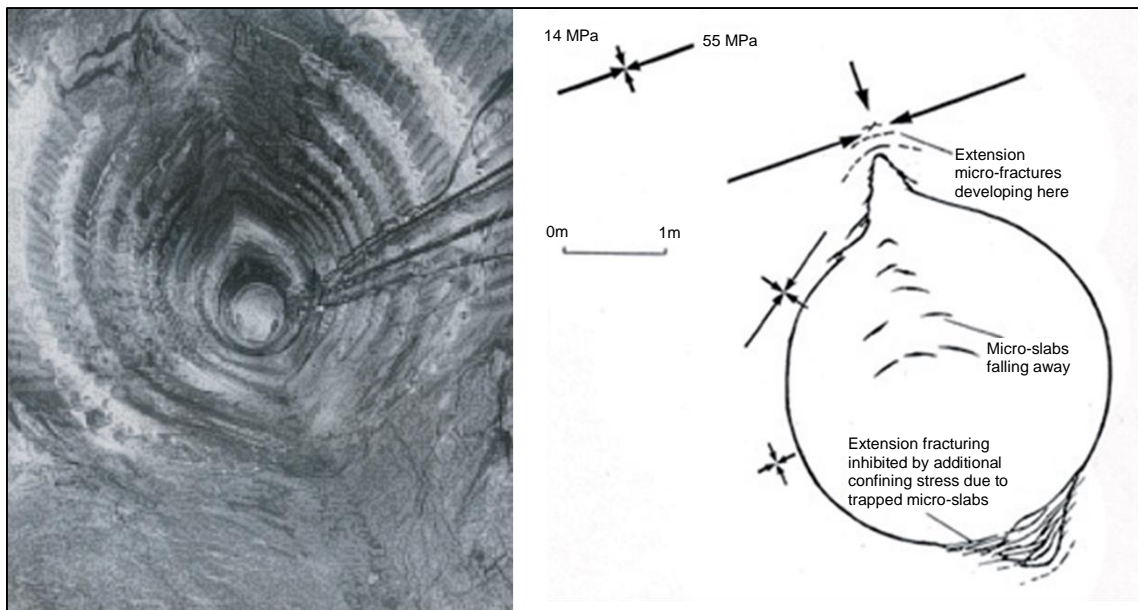


Figura 3.25. Sobre-excavación generada en un pique vertical, debido a condición tensional. El esquema de orientaciones y magnitudes de esfuerzos que inducen el daño, se muestra en la figura adyacente al lado derecho de la fotografía (Ortlepp, 2007).

Finalmente, en la **Figura 3.26**, se entrega la caracterización de los distintos tipos de mecanismos de inestabilidad, definidos por los grados de fracturamiento del macizo rocoso (según el índice RMR de Bieniawski, 1989), en el eje horizontal, y la condición de esfuerzos "In-Situ", definidos en el eje vertical de la cartilla.


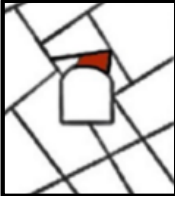
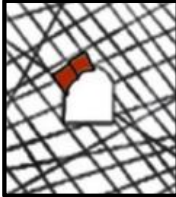


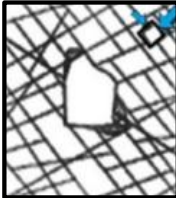



Esfuerzos "In-Situ"	Massive (RMR > 75)	Moderately fractured (50 < RMR < 75)	Highly fractured (RMR < 50)	Esfuerzos Inducidos
Esfuerzos "In-Situ" Bajos ($\sigma_1 / \sigma_c < 0.15$)	 <p>Respuesta Elástica Lineal</p>	 <p>Caída o deslizamiento de bloques y cuñas</p>	 <p>Derrume y desarme progresivo de bloques presentes en el contorno de la excavación</p>	Esfuerzos Inducidos Bajos ($\sigma_{max} / \sigma_c < 0.40 \pm 0.1$)
Esfuerzos "In-Situ" Moderados ($0.15 < \sigma_1 / \sigma_c < 0.40$)	 <p>Falla frágil adyacente al contorno de la excavación</p>	 <p>Falla frágil localizada de la roca intacta y movimiento de bloques</p>	 <p>Falla frágil localizada de la roca intacta y derrumbe/desarme a lo largo de las discontinuidades</p>	Esfuerzos Inducidos Moderados ($0.40 \pm 0.1 < \sigma_{max} / \sigma_c < 1.15 \pm 0.1$)
Esfuerzos "In-Situ" Altos ($\sigma_1 / \sigma_c > 0.40$)	 <p>Falla frágil alrededor de la excavación</p>	 <p>Falla frágil de la roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de los bloques</p>	 <p>Convergencia e hinchamiento del macizo rocoso. Comportamiento elástico/plástico</p>	Esfuerzos Inducidos Moderados ($\sigma_{max} / \sigma_c > 1.15 \pm 0.1$)

Figura 3.26. Ejemplos de los mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso (Martin & otros, 1999).



4. PROBABILIDAD DE FALLA Y CONFIABILIDAD EN GEOMECÁNICA

De acuerdo con Blitzstein & Hwang (2019) La probabilidad es la lógica de la incertidumbre. Esta materia es sumamente útil en una amplia variedad de áreas, debido a que proporciona herramientas para comprender y explicar la variación, de diferentes fenómenos. De esta manera, se sabe que, a partir de una serie de observaciones, que, al lanzar una moneda al aire, obtendremos “cruz” en la mitad de los lanzamientos. Por otro lado, sabemos que los agentes de compañías de seguros tienen en su poder las probabilidades de que una persona muera en un accidente de tránsito, basándose en la información histórica para tales eventos. Esta aproximación se denomina frecuentista. En forma alternativa, algunas personas piensan que la probabilidad se basa en el grado de creencia o comprensión de un fenómeno determinado. Por ejemplo, una persona podría decidir, qué tipo de seguro comprar, basándose en el grado de confianza, que posea acerca de su salud o sus habilidades de manejo. Esta última aproximación se denomina grado de creencia.

Otro aspecto relacionado con el punto anterior es la diferencia entre aleatoriedad e incertidumbre. Por ejemplo, las probabilidades asociadas con el lanzamiento de una moneda al aire o con el decaimiento radiactivo, describen un proceso físico netamente aleatorio. En estos casos, el proceso es aleatorio. Por otra parte, la incertidumbre en cuanto a los parámetros resistentes para una roca o el suelo, se podrían basar más en ignorancia y dificultades para hacer las mediciones, que en la aleatoriedad de las variables. En los problemas de la vida real, las propiedades probabilísticas se basan tanto en la aleatoriedad como en la incertidumbre.



4.1. Introducción a la Teoría de Probabilidad

Muchos ingenieros geotécnicos ven el tema de la teoría de probabilidad con desconfianza, la que en gran parte está asociada con el lenguaje que se ha adoptado por aquellos que se han especializado en el campo de la teoría de probabilidad y evaluación de riesgos (Hoek, 2007).

Las siguientes definiciones se presentan en un intento de disipar algo del misterio que tiende a rodear este tema.

Variables Aleatorias: Para parámetros tales como el ángulo de fricción de las discontinuidades, la resistencia a la compresión uniaxial de las muestras de roca, la inclinación y orientación de las discontinuidades en un macizo rocoso; y los esfuerzos “In-Situ” medidos en la roca que rodea la excavación, no existe forma de predecir de manera exacta cual será el valor de cualquiera de estos parámetros en una ubicación determinada. Por lo tanto, se les describen como variables aleatorias.

Distribución de Probabilidad: La función de densidad de probabilidad (PDF, por sus siglas en inglés), describe la probabilidad relativa de que una **variable aleatoria** asuma un valor en particular. En la **Figura 4.1** se ilustra una función típica de densidad de probabilidad. En este caso, la variable aleatoria se distribuye continuamente (es decir, puede tomar todos los valores posibles). El área total bajo la curva de la función de densidad de probabilidad es siempre 1.

Una forma alternativa de presentar la misma información corresponde a la función de distribución acumulada (CDF, por sus siglas en inglés), la cual entrega la probabilidad de que la variable tenga un valor menor o igual al valor seleccionado. La función de distribución acumulada (CDF) es la integral de la función de densidad de probabilidad correspondiente, es decir, la ordenada asociada al punto X_1 en la distribución acumulada, corresponde al área bajo la curva para dicho punto. Hay que tener en cuenta que $f_x(\mathbf{X})$ se usa para la ordenada de una función de densidad de probabilidad, en cambio para la función de distribución acumulada se ocupada $F_x(\mathbf{X})$ (ver **Figura 4.2**).

Una de las formas más comunes para representar la distribución de probabilidad es mediante el uso de un histograma, que corresponde al conjunto de fracciones u observaciones que caen dentro de un intervalo específico, el cual se representa como una barra en dicho rango.

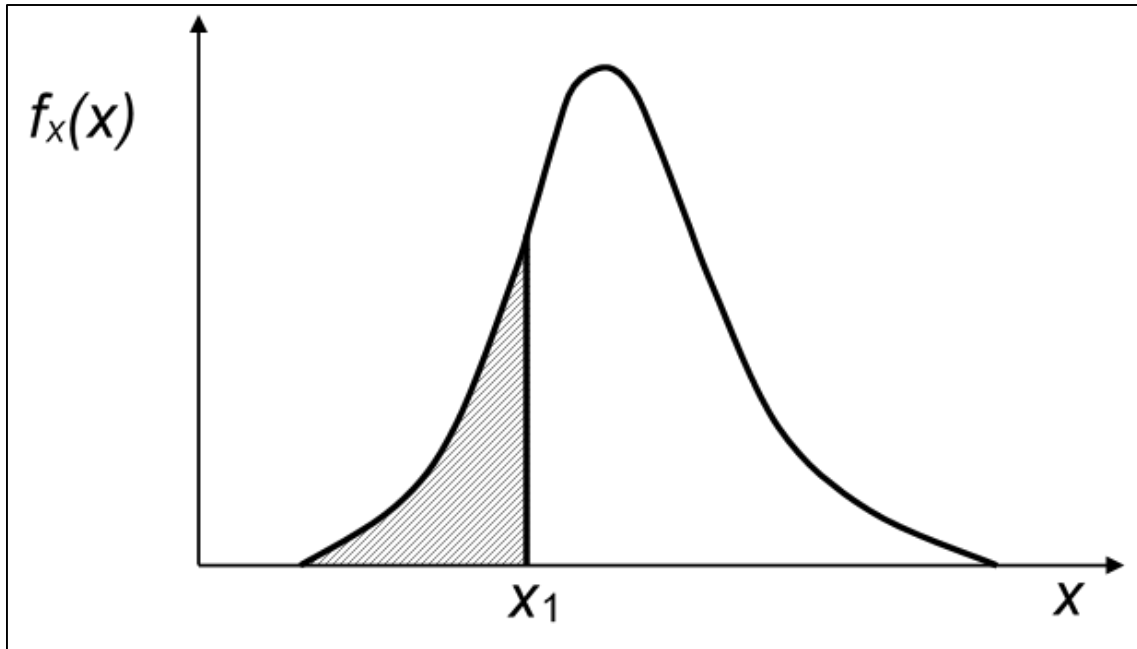


Figura 4.1. Ejemplo de la función de densidad de probabilidad (Hoek, 2007).

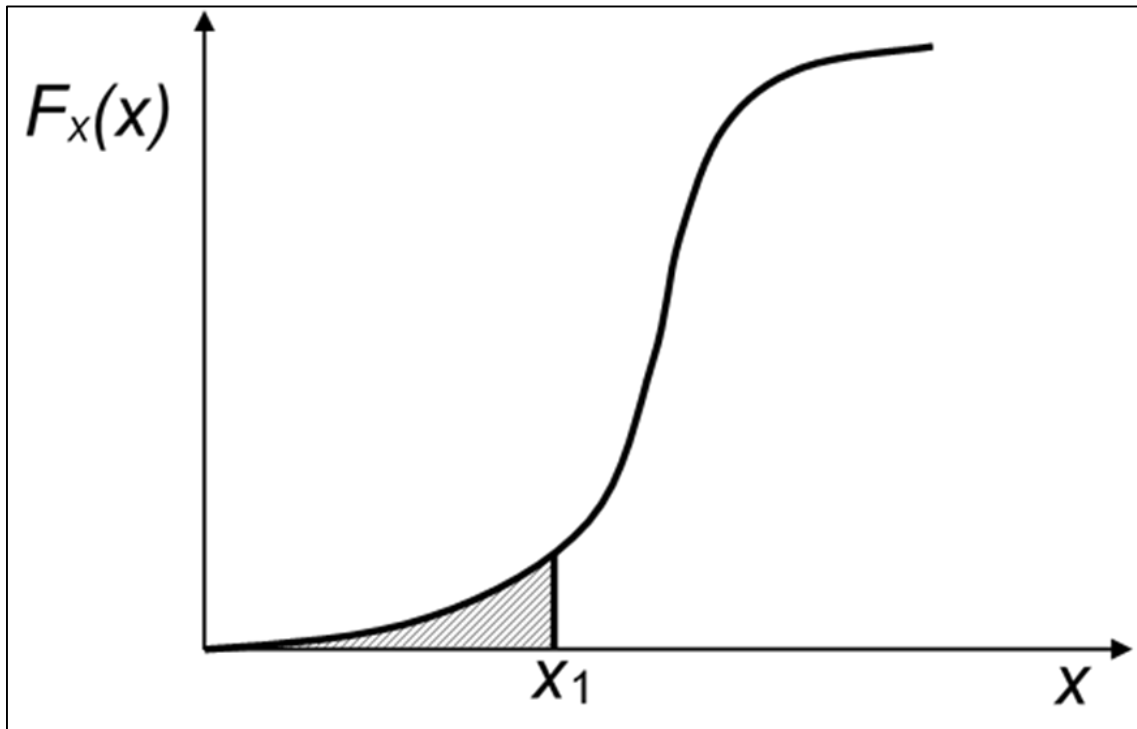


Figura 4.2. Ejemplo de una función de distribución acumulada (Hoek, 2007).



Análisis de Datos: Para diferentes aplicaciones no es necesario utilizar toda la información contenida en la función de distribución y sólo las cantidades resumidas por las características dominantes de la distribución pueden ser adecuadas a tomar en cuenta.

La **media muestral o valor esperado o el primer momento** indica el “centro de gravedad” de una distribución de probabilidad. Una aplicación típica sería el análisis de un conjunto de resultados X_1, X_2, \dots, X_n , de los ensayos de resistencia uniaxial realizado en laboratorio. Suponiendo que hay n valores de prueba individuales X_i , el valor \bar{x} está dado por la **Ecuación 4.1**.

Ecuación 4.1. Media Muestral o valor esperado o el primer momento.

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

La **varianza muestral (s^2) o el segundo momento** de la media de una distribución se define como el valor promedio al cuadrado de la diferencia entre el valor X_i y \bar{x} , como se muestra en la **Ecuación 4.2**.

Ecuación 4.2. Varianza muestral (s^2) o el segundo momento.

$$s^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2$$

Teniendo en cuenta que, en teoría, el denominador a ocupar para el cálculo de la varianza de las muestras, debería ser n y no $(n-1)$. Sin embargo, para un número finito de muestras, se puede demostrar que el factor $n/(n-1)$, conocido como la corrección de Bessel, entrega una mejor estimación. Para efectos prácticos, la corrección solo es necesario cuando el tamaño de la muestra es inferior a 30.



La **desviación estándar s** , viene dada por la raíz cuadrada positiva de la *varianza* s^2 . En el caso de la distribución normal, alrededor del 68% de los valores de la prueba estarán dentro de un intervalo definido por el promedio \pm una desviación estándar, mientras que aproximadamente el 95% de los todos los resultados estarán dentro de un rango definido por el promedio \pm dos desviaciones estándar. Una pequeña desviación estándar indicará un conjunto de datos estrechamente agrupados, mientras que una gran desviación estándar indicará una gran dispersión de datos con respecto a la media.

El **coeficiente de variación (COV)**, es la relación entre la desviación estándar y la media, es decir $COV = s/\bar{x}$. El coeficiente de variación es adimensional y es una medida particularmente útil para medir la incertidumbre. Por ejemplo, una pequeña incertidumbre normalmente estaría representada por un $COV = 0.05$, mientras que una incertidumbre considerable alta estaría indicada por un $COV = 0.25$.

La **distribución normal o distribución Gaussiana**, es el tipo de función de distribución de probabilidad más común, debido a que muchas variables aleatorias se ajustan a este tipo de distribución. Generalmente se hace uso de esta función, para estudios probabilísticos en la ingeniería geotécnica, a menos que existan razones específicas para seleccionar una distribución diferente. Por lo general, las variables que surgen producto de una suma de varios efectos aleatorios, ninguno de los cuales domina el total, se distribuyen normalmente.

El problema al definir una distribución normal, es estimar los valores de los parámetros gobernantes que corresponden a la media real (μ) y la desviación estándar real (σ). Generalmente, las mejores estimaciones para dichos valores vienen dadas por la media muestral y la desviación estándar, determinadas a partir de una serie de pruebas y observaciones. En consecuencia, se definen las **Ecuaciones 4.3 y 4.4**.

Ecuación 4.3. Media real.

$$\mu = \bar{x}$$

Ecuación 4.4. Desviación estándar real.

$$\sigma = s$$



Es importante señalar que, las **Ecuaciones 4.3 y 4.4**, entregan los valores más probables de μ y σ , que no necesariamente son los valores reales.

Obviamente, es deseable que se puedan incluir tantas muestras como sea posible en cualquier conjunto de observaciones, pero, en la ingeniería geotécnica, existen ciertas limitaciones prácticas y financieras sobre la cantidad de datos que se pueden obtener. En consecuencia, a menudo es necesario realizar estimaciones en base al juicio personal, la experiencia o simplemente por medio de las comparaciones con resultados publicados por otras personas.

Otras distribuciones: Aparte de la distribución normal (que es la comúnmente utilizada), existen una serie de distribuciones alternativas que son usadas en el análisis probabilístico. Algunas de estas distribuciones se mencionan en la **Tabla 4.1**.

Tabla 4.1. Resumen de distribuciones probabilísticas más comunes y útiles, con un ejemplo aplicativo (Palisade Corporation, 2016).

Distribución	Aplicación
Binomial	El número de artículos defectuosos en un lote de tamaño n , donde cada artículo tiene una probabilidad P de ser defectuoso; el número de ventas realizadas a partir de un determinado número de contactos, etc.
Chi-Cuadrado	Suma de los pesos de u objetos, cada uno siguiendo una distribución normal.
Discreta	En situaciones con un pequeño número de resultados, por ej. la ubicación de una planta de energía con tres sitios bajo consideración.
Uniforme Discreta	Para situaciones con pocos resultados posibles, cada uno con la misma probabilidad de ocurrencia, por ej. saber qué planta cumplirá primero con su cuota de producción.
Función Error	Distribuciones de funciones de error aleatorio que ocurren normalmente.
Exponencial	El tiempo entre eventos; vida útil del dispositivo con una probabilidad constante de falla; longitud de las discontinuidades en el macizo rocoso.
Gumbel (o Valor Extremo)	El límite, cuando " n " tiende a infinito, del valor máximo de " n " variables aleatorias independientes con la misma distribución continua.
Gamma	Tiempo para completar alguna tarea, como construir una instalación; atender una solicitud, etc.



Tabla 4.1 (continuación). Resumen de distribuciones probabilísticas más comunes y útiles, con un ejemplo aplicativo (Palisade Corporation, 2016).

Distribución	Aplicación
Geométrica	Número de intentos hasta lograr el éxito, por ej. la cantidad de pozos perforados hasta que se encuentra mineral, o examinar cierta cantidad elementos hasta que se encuentre el defectuoso.
Log-normal	Cantidades que son el producto de un gran número de otras cantidades; errores de medición; distribución de cantidades físicas tales como el tamaño de yacimientos petróleo.
Binomial Negativa	Número de pozos a perforar para encontrar petróleo, cuando la probabilidad de éxito de cada pozo es P ; número de artículos a elegir para encontrar cuales están defectuosos.
Normal	Distribución de características de una población (altura, peso, etc.); tamaño de las cantidades que representan la suma de otras cantidades (debido al teorema del límite central).
Hipergeométrica	Número de elementos defectuosos presentes en una muestra con una proporción conocida de elementos defectuosos.
Poisson	Número de acontecimientos individuales que ocurren en una determinada unidad de tiempo dada (tal como el número de clientes que llegan a una cola o el número de accidentes en una carretera); también el número de discontinuidades por metro presente en un testigo o línea de mapeo.
Rayleigh	Tiempo para terminar cierta tarea; tiempo para que falle la pieza de un equipo.
Exponencial Truncada	Tiempo entre los acontecimientos; vida útil de un dispositivo con la constante probabilidad de fallar, limitada por los valores de truncamiento.
Lognormal Truncada	Cantidades que son el producto de un gran número de otras cantidades, por ej. errores de medición; distribución de cantidad físicas, limitada por valores de truncados.
Normal Truncada	Distribución de características de una población (altura, peso, etc.), restringida por valores truncados.
Triangular	Modelo aproximado cuando los datos reales están ausentes.
Uniforme	Cantidades que varían uniformemente entre dos valores.
Weibull	Vida útil de un dispositivo para estudios de confiabilidad.



4.2. Probabilidad de Falla

El análisis probabilístico reconoce que es posible una serie de resultados diferentes en la estimación del factor de seguridad y se concentra en estimar la probabilidad de falla a partir de la distribución de éste.

La falla de cualquier sistema, por ej. la caída de rocas en una excavación subterránea, es rara vez el resultado de una sola causa, o falla. La falla de un sistema, generalmente se produce por la combinación de diferentes fallas de tal manera que el factor de seguridad del sistema cae por debajo de la unidad ($F.S < 1$). Por lo tanto, se puede definir que la probabilidad de falla como la probabilidad que el F.S sea menor a la unidad (Lilly, 2007).

Las dificultades que tienen los diseñadores, para seleccionar umbrales aceptables para la probabilidad de falla, pueden resolverse mediante el uso de las normas y guías para seleccionar probabilidades aceptables de falla para el diseño, presentadas en un artículo titulado: "Revisión de normas para la probabilidad de falla y el riesgo en el diseño ingenieril" (Kirsten, 1994).

4.3. Factor de Seguridad

En la ingeniería geomecánica minera, los resultados deterministas convencionales (tales como la estimación del factor de seguridad), generalmente utilizan valores medios de los parámetros de entrada de un sistema. El enfoque clásico empleado en el diseño de estructuras de ingeniería, considera la relación entre la capacidad del sistema (C) y la demanda puesta en el sistema (D). El factor de seguridad (F) de una estructura está definida como $F = C/D$, y se supone que dicha estructura fallará cuando el factor de seguridad sea inferior a la unidad. En consecuencia, existen tres estados posibles para el factor de seguridad (Lilly, 2007):

- Cuando $C > D$, por lo tanto, $C/D > 1$ o $F > 1$, y el sistema es estable.
- Cuando $C < D$, por lo tanto, $C/D < 1$ o $F < 1$, y el sistema será inestable.
- Cuando $C = D$, por lo tanto, $C/D = F = 1$, y el sistema estará en el equilibrio límite.



Sin embargo, este enfoque determinista no considera la complejidad de los materiales geológicos, la carencia del conocimiento sobre las propiedades de los materiales y su variabilidad tanto en el espacio como en el tiempo, así como la complejidad de las fuerzas que actúan sobre el sistema. Es poco probable que el valor del factor de seguridad calculado utilizando los valores medios de los parámetros de entrada, sea correcto la mayor parte del tiempo, o en la mayor parte del macizo rocoso, lo que implica que incluso un sistema con un valor aparentemente aceptable de factor de seguridad puede fallar (Lilly, 2003). Por lo tanto, el factor de seguridad por sí solo no proporciona al ingeniero una evaluación correspondiente del riesgo de falla. Para hacer frente a dichas limitaciones, el enfoque determinístico a menudo se complementa con el uso de métodos probabilísticos.

4.4. Confiabilidad

La confiabilidad describe qué tan confiable es una estructura o instalación. En otras palabras, se puede interpretar como la probabilidad de que un sistema pueda funcionar de forma adecuada, durante un cierto período de tiempo y bajo ciertas condiciones operacionales específicas (Lilly, 2007). La mejor forma de explicar esta teoría es a través de un ejemplo, el cual se ilustra en la **Figura 4.3**. De acuerdo con esta situación, un ingeniero ha calculado los Factores de Seguridad asociados a dos taludes correspondientes a 1.25 y 1.5. El ingeniero tiene mayor seguridad de los resultados obtenidos para el primer talud (menor factor de seguridad), debido a que las propiedades del terreno, geometría de los estratos y fallas son bien conocidas, estimando una desviación estándar del factor de seguridad de 0.1. En el segundo caso, la media del factor de seguridad es 1.5 pero la desviación estándar es de 0.5.

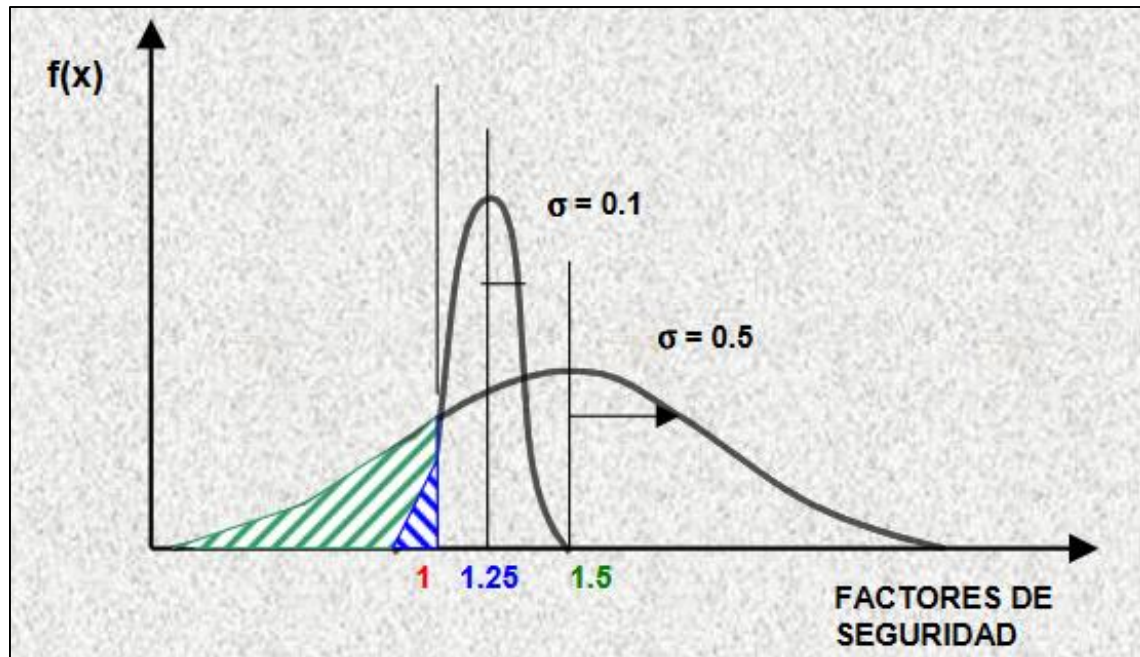


Figura 4.3. Función de densidad de probabilidad para dos Factores de Seguridad (Christian & Urzua, 1997).

La **Figura 4.3** muestra las funciones de densidad probabilística asumiendo razonablemente que los Factores de Seguridad se distribuyen normalmente. En cada caso, la probabilidad de falla corresponde al área bajo la función de densidad de probabilidad, hacia la izquierda de la línea correspondiente al factor de seguridad igual a 1. Como se observa en esta situación, la probabilidad de falla es mayor (zona segmentada color verde), para el factor de seguridad más grande.

A pesar de su enorme utilidad, la teoría de confiabilidad no ha sido muy usada en la evaluación de diseños geomecánicos debido a dos razones. La primera de ellas, establece que esta aproximación involucra términos y conceptos desconocidos por una gran cantidad de ingenieros. La segunda causa, establece que esta teoría requiere de una mayor cantidad de datos, tiempo y esfuerzo que los disponibles en la mayoría de las circunstancias (Hoek, 2007).



Una forma de medir la confiabilidad es a través del denominado índice de confiabilidad, el cual se representa por la letra griega β , y se define a través de la **Ecuación 4.5**.

Ecuación 4.5. Índice de Confiabilidad.

$$\beta = \frac{E(F) - 1}{\sigma_F}$$

En esta ecuación, $E(F)$, corresponde al valor esperado del factor de seguridad (normalmente el valor medio de la mejor estimación de los parámetros), y σ_F es la desviación estándar del factor de seguridad. En algunos casos β se define en términos de las fuerzas de tracción, compresión y resistentes, tal como se muestra en la **Ecuación 4.6** (Duncan, 2000).

Ecuación 4.6. Índice de Confiabilidad en función de los esfuerzos de tracción, compresión y resistencia.

$$\beta = \frac{E(R) - E(Q)}{\sqrt{\sigma_R^2 - \sigma_Q^2}}$$

Donde R y Q, representan la resistencia y la carga respectivamente. Si se aplican de manera apropiada las dos expresiones son equivalente.

La probabilidad de falla $P(f)$ y el índice de confiabilidad β , se relacionan a través de la **Ecuación 4.7**:

Ecuación 4.7. Probabilidad de Falla en función de la Confiabilidad.

$$P(f) = 1 - \Phi(\beta)$$

Donde $\Phi(\beta)$ corresponde a la función acumulada de una distribución normal.

4.5. Metodologías para la Estimación de la Probabilidad de Falla.

Para estimar la probabilidad de falla o la confiabilidad, es necesario estimar la desviación estándar del factor de seguridad (F). Existen varias herramientas para evaluar la frecuencia (o probabilidad) de falla, tales como: Método del cálculo directo, estimación basada en la experiencia, la regla de los tres sigmas, modelado y simulación probabilística (estocásticos) y el análisis del árbol de falla y el árbol de eventos.



4.5.1. Método del cálculo directo

Si existe una cantidad suficiente de datos (tamaño de muestra mayor a 30), es posible determinar la desviación a partir de la fórmula de la varianza, la cual se encuentra disponible en distintos programas y calculadoras científicas. Sin embargo, en el campo de la geomecánica, la cantidad de información es escasa y eso conlleva a que muchas propiedades se estimen a través de correlaciones, por lo que es necesario utilizar otros métodos para la determinación de las desviaciones estándar de los parámetros determinante del factor de seguridad.

4.5.2. Estimación en base a experiencia

Una aproximación usada para estimar la desviación estándar cuando no existen datos suficientes, consiste en utilizar la información publicada en la literatura, que generalmente expresa la variabilidad de los parámetros a través de coeficientes de variación (C.V.). La **Tabla 4.2** entrega los valores de C.V. para una serie de parámetros geotécnicos, compilados por (Duncan, 2000). Los C.V. de la **Tabla 4.2** cubren un rango amplio de valores para un mismo parámetro, y no se especifican las condiciones de muestreo y ensayo. En consecuencia, estos valores deben ser considerados como estimadores generales para una situación en particular.

Tabla 4.2. Valores de coeficientes de variación (C.V.) para propiedades geotécnicas y ensayos en terreno (Duncan, 2000).

Propiedad o resultado de ensayo In-Situ	Coefficiente de variación (C.V.)
Peso específico (γ)	3 – 7 %
Peso específico de relleno hidráulico (γ_{rh})	0 – 10%
Ángulo efectivo de fricción (ϕ')	2 – 13%
Resistencia al corte en seco (S_u)	13 – 40%
Razón de esfuerzos al corte en seco (S_v/σ'_v)	5 – 15%
Índice de compresión (C_o)	10 – 37%
Presión de preconsolidación (P_c)	10 – 35%
Coefficiente de permeabilidad de arcilla saturada (k)	68 – 90%
Coefficiente de permeabilidad de arcilla parcialmente saturada (k)	130 – 340%
Coefficiente de consolidación (C_c)	33 – 68%
Test de penetración de flujo (N)	15 – 45%
Test de penetración de cono eléctrico (q_e)	16 – 15%
Test de penetración de cono mecánico (q_m)	15 – 37%



4.5.3. Regla de las tres sigmas

Esta “regla del pulgar”, descrita por Dai & Wang (1992), se basa en la premisa de que el 99.73% de los valores de una variable distribuida normalmente, se encuentran en un rango de tres desviaciones estándar con respecto a la media. En consecuencia, si X_{\max} corresponde al máximo valor del parámetro y X_{\min} es el valor mínimo del parámetro, estos se encontrarán a tres desviaciones estándar por sobre y por debajo del valor medio respectivamente. En consecuencia, el valor de la desviación estándar puede ser calculado a través de la **Ecuación 4.8**:

Ecuación 4.8. Estimación de la desviación estándar en función de la “regla del pulgar”.

$$\sigma = \frac{X_{\max} - X_{\min}}{6}$$

Esta regla hace posible estimar valores de desviaciones estándar a través de la misma cantidad y tipo de datos, usados para análisis geomecánicos convencionales. Se puede utilizar cuando existen pocos datos disponibles, y sirve igualmente además como criterio de juicio cuando se usan los coeficientes de variación entregados por la literatura especializada.

La regla de las tres sigmas utiliza la distribución normal como base para la estimación, considerando que un rango de tres desviaciones estándar con respecto a la media cubre toda la población. Sin embargo, esta regla no está ligada en forma rígida a la distribución normal, pudiendo emplearse con otras distribuciones (Harr, 1987), y la regla de los tres sigmas no está rígidamente ligada a una supuesta distribución de las variables.

4.5.4. Modelos y simulación estocástica.

Considerando una situación en la cual se intenta encontrar la distribución de una variable en particular (llamada F), y para determinar la probabilidad de que F sea menor o igual a dicho valor. Se sabe que F es una función de un número de variables de entrada (llamadas X_1, X_2 , etc.), cada una de las cuales se guía por una distribución particular. La simulación estocástica es el medio para estimar la distribución de F, dados los momentos estadísticos de las variables de entrada X_1, X_2 , etc.



Las técnicas más comunes para las simulaciones estocásticas, son:

- Simulación de Monte Carlo.
- Simulación de Hipercubo Latino.
- El método del primer orden – segundo momento (FOSM o Método de las series de Taylor).
- Metodología de Hasofer-Lind.
- Método del punto estimado (PEM, Rosenblueth, 1981).

4.5.4.1. Simulación de Monte Carlo

La simulación de Monte Carlo, también conocida como el método de Monte Carlo o simulación de probabilidad múltiple, es una técnica matemática que se utiliza para estimar los posibles resultados de un evento incierto (IBM, 2020).

Mediante el siguiente ejemplo se puede observar el funcionamiento de la simulación de Monte Carlo:

- Se genera un número aleatorio entre 0 y 1 (Asimilado que dicho valor sea 0.63 como se ve en la **Figura 4.4**, en el punto 1).
- Léase el valor asociado a X de la distribución de probabilidad acumulada (punto 3 de la **Figura 4.4**).
- Si este proceso se repite múltiples veces, entonces la distribución podría replicarse.

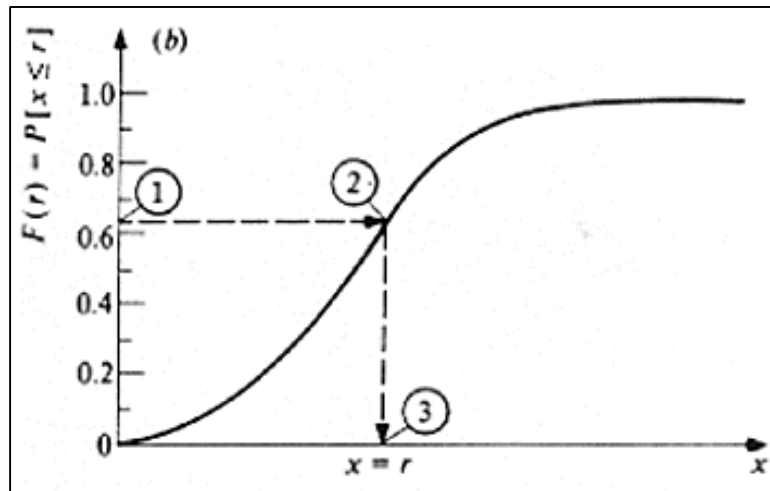


Figura 4.4. Ejemplo de la simulación de Monte Carlo (Fernández, 2011).

En sí, este es un ejercicio relativamente trivial. Sin embargo, cuando están involucradas múltiples variables, la técnica es muy útil.

Si el número de muestras (iteraciones) es baja, la distribución resultante entregará una aproximación errónea respecto a la distribución real del parámetro bajo análisis. Por lo tanto, el número de muestras depende del nivel de confiabilidad que se le asigne al resultado. De forma absurda, sería necesario muestrear dos variables aleatorias, alrededor de 277 billones de veces, sólo si la simulación no difiere en más del 1% del valor estimado, con un 99% de confianza. En la práctica, se sabe que algunos miles de simulaciones (para dos variables), son suficientes para la generación adecuada de datos.

4.5.4.2. Técnica de simulación de Hiper cubo Latino

La técnica de simulación de Hiper cubo Latino – (Iman & otros, 1980), (Startzman & Wattenbarger, 1985)- es una metodología relativamente nueva que entrega resultados similares a los de Monte Carlo, pero con muestras más pequeñas. El método se basa en la “estratificación” de las muestras, con una selección aleatoria de cada estrato. Por ejemplo, y de acuerdo con Hoek (2007), los resultados de una simulación de Hiper cubo Latino de 1000 iteraciones (muestras), son comparables a los obtenidos con una simulación de 5000 iteraciones de Monte Carlo.



Hay que hacer notar que estas dos técnicas de simulación requieren conocer la distribución de las variables de entrada en el modelo. Cuando no existe información disponible acerca de estas distribuciones, se puede asumir un comportamiento normal de los parámetros (Hoek, 2007).

4.5.4.3. Método del Primer Orden – Segundo Momento (FOSM)

Esta técnica se basa en la utilización de la aproximación de los primeros términos de una serie de Taylor, para determinar la varianza del factor de seguridad. Al mismo tiempo permite visualizar las variables de mayor contribución al F.S., siendo las derivadas más grandes, aquellas con mayor contribución. La desventaja de esta metodología es que entrega una solución aproximada que puede ser bastante inexacta. El método FOSM estima la desviación estándar del factor de seguridad por expansión de este a través de una serie de Taylor, tal como se puede observar en la **Ecuación 4.9**.

Ecuación 4.9. Estimación de la desviación estándar del factor de seguridad mediante el método FOSM (Duncan, 2000).

$$\sigma_F = \sqrt{\sum_{i=1}^n \left(\frac{\Delta F_i}{2}\right)^2}$$

Se pueden evaluar las derivadas de manera analítica o numérica. Una de las ventajas de esta aproximación se basa en la posibilidad de utilizar diferencias numéricas para realizar cálculos complicados. otra ventaja radica en que, para cada parámetro, el método muestra la contribución combinada de las derivadas y las varianzas, y de esta manera identifica claramente aquellas variables que tienen mayor influencia en la incertidumbre del factor de seguridad, concentrado en éstas la atención de estudios futuros similares.

El número de combinaciones de los diferentes parámetros corresponde a 2^N , donde N corresponde al número de parámetros que intervienen en el cálculo del factor de seguridad.



La probabilidad de falla se puede estimar aproximadamente ocupando la **Ecuación 4.10**.

Ecuación 4.10. Índice de confiabilidad log normal (Duncan, 2000).

$$\beta_{LN} = \frac{\ln\left(\frac{F_{MLV}}{\sqrt{1+V^2}}\right)}{\sqrt{\ln(1+V^2)}}$$

Dónde:

- β_{LN} : es el índice de confiabilidad Lognormal.
- V: es el coeficiente de variación (COV) del factor de seguridad.
- F_{MLV} : es el valor más probable del factor de seguridad.

La probabilidad de falla (P_f) se puede determinar con precisión, mediante el uso de tablas de la función de distribución normal acumulativa estándar, que se pueden encontrar en diferentes textos sobre probabilidad y confiabilidad.

La aplicación de esta técnica se explica mediante el siguiente ejemplo (Fernández, 2011):

Ej. La probabilidad de que un talud falle por deslizamiento se determina por medio de la **Ecuación 4.11**:

Ecuación 4.11. Factor de Seguridad simplificado para la evaluación de estabilidad de un talud considerando únicamente el ángulo de fricción y el ángulo del plano de corte (Fernández, 2011).

$$F = \frac{\tan(\phi)}{\tan(\beta)}$$

Dónde:

- ϕ = es el ángulo de fricción máximo, que corresponde a la media de 35° con una desviación estándar de 3°.
- β = Corresponde al ángulo del plano de corte, con una media de 51° asociado a una desviación estándar de 7.6°.

Los datos de entrada (ángulos de fricción y planos de corte), salida y los resultados finales están expresados en la **Tabla 4.3**.



Tabla 4.3. Aplicación del Método del Primer Orden – Segundo Momento FOSM (Fernández, 2011).

Datos de entrada		Datos de salida	
Ángulo de fricción(ϕ)	F+	F-	ΔF
$\phi+ = 38$	0.633	0.506	0.127
$\phi- = 32$			
$\beta+ = 58.6$	0.427	0.740	0.313
$\beta- = 43.4$			
$\phi = 35, \beta = 51$		Resultados	
Factor de seguridad		0.57	
Desviación estándar		0.17	
Coeficiente de variación		0.298	
Índice de Confiabilidad Lognormal		-2.072	
Probabilidad de falla		98%	

4.5.4.4. Método de Hasofer – Lind

Este método se desarrolló a partir de mejoras realizadas en el método de FOSM, explicando que se debe tomar en cuenta el hecho de que las derivadas que se usan en este, serían evaluadas en un único punto de la superficie de falla, que es cuando el factor de seguridad es igual a la unidad. Cuando se cumplen las simplificaciones planteadas para el método FOSM, El método Hasofer-Lind mejora la exactitud de los resultados. Sin embargo, requiere de un proceso que no es simple de realizar, y cuando las suposiciones planteadas para el método FOSM no son razonables, la técnica puede entregar resultados que serían menos exactos que los entregados por otras metodologías. Tang & otros (1999), entregan una descripción muy clara de los procedimientos computacionales asociados a esta metodología.



4.5.4.5. Método de estimación puntual de Rosenblueth

Este método desarrollado por Rosenblueth (1981) y discutido en detalle por Harr (1987), puede ser utilizado para realizar cálculos rápidos de la media y desviación estándar de un cierto parámetro como el factor de seguridad, el cual tiene un comportamiento aleatorio de acuerdo con un determinado número de variables de entrada. Hoek (2007) discutió la aplicación de esta técnica al análisis de pilares, mientras que Pine (1992) la ha utilizado en el análisis de estabilidad de taludes y otros problemas mineros.

Esta técnica involucra el cálculo del factor de seguridad usando dos estimadores puntuales para cada variable aleatoria (X_i), los cuales se encuentran localizados una desviación estándar por debajo y por sobre el valor esperado (media), combinando los resultados de la estimación del valor esperado y la desviación estándar del factor de seguridad. Para n variables, el método desarrolla 2^n cómputos, muchos menos de los necesarios en una simulación de Monte Carlo.

El método es simple pero aproximado. Cuando las variables no son distribuidas normalmente o Log-normalmente, no es fácil determinar qué par de valores utilizarán, ya que en este método el analista selecciona dos valores para cada variable, localizados una desviación estándar por sobre y por debajo de la media. Cada uno de los 2^n resultados tiene la misma preponderancia. En consecuencia, la estimación de la media corresponde a la suma de los resultados dividido por el número de combinaciones, como se puede observar en la **Ecuación 4.12**.

Ecuación 4.12. Cálculo de la media por medio del método estimación puntual.

$$E(F) = \frac{\sum_{i=1}^n F_i}{2^N}$$

Y la varianza se estima de mediante la **Ecuación 4.13**:

Ecuación 4.13. Cálculo de la varianza por medio del método estimación puntual.

$$V(F) = E(F^2) - (E(F))^2$$

La aplicación de este método se explica con mayor detalle al considerar el mismo ejemplo mencionado anteriormente.



Los datos de entrada (ángulos de fricción y planos de corte) y salida (Factores de Seguridad), según las diferentes combinaciones se muestran en la **Tabla 4.4**.

Tabla 4.4. Aplicación del método de estimación puntual (Fernández, 2011).

Datos de entrada		Datos de salida	
Ángulo de fricción(ϕ)	Plano de corte (β)	F	F2
$\phi+ = 38$	$\beta+ = 58.6$	$F_{++} = 0.48$	0.2304
$\phi- = 32$	$\beta- = 43.4$	$F_{--} = 0.66$	0.4356
$\phi+ = 38$	$\beta- = 43.4$	$F_{+-} = 0.83$	0.6889
$\phi- = 32$	$\beta+ = 58.6$	$F_{-+} = 0.38$	0.1444
Σ		2.35	1.5

Donde se obtuvieron los siguientes resultados:

$$E(F) = \frac{2.35}{4} = 0.59$$

$$E(F^2) = \frac{1.5}{4} = 0.38$$

$$V(F) = 0.38 - 0.59^2 = 0.03$$

$$S = \sqrt{V(F)} = 0.18$$

El factor de seguridad corresponde a 0.59 con una desviación estándar asociada de 0.18. La probabilidad de falla, se puede calcular mediante el uso de una distribución normal o Beta. En este caso $Z = 1 - E(F)/S = 2.28$. En función de toda la información obtenida y mediante el uso de la tabla de distribución normal (ver **Tabla 4.5**), se obtuvo una probabilidad de falla del 98.9%.



Tabla 4.5. Distribución normal estándar

1. Areas under the Normal Distribution

The table gives the cumulative probability up to the standardised normal value z i.e.

$$P[Z < z] = \int_{-\infty}^z \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp(-\frac{1}{2}z^2) dz$$

z	0.00	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09
0.0	0.5000	0.5040	0.5080	0.5120	0.5159	0.5199	0.5239	0.5279	0.5319	0.5359
0.1	0.5398	0.5438	0.5478	0.5517	0.5557	0.5596	0.5636	0.5675	0.5714	0.5753
0.2	0.5793	0.5832	0.5871	0.5910	0.5948	0.5987	0.6026	0.6064	0.6103	0.6141
0.3	0.6179	0.6217	0.6255	0.6293	0.6331	0.6368	0.6406	0.6443	0.6480	0.6517
0.4	0.6554	0.6591	0.6628	0.6664	0.6700	0.6736	0.6772	0.6808	0.6844	0.6879
0.5	0.6915	0.6950	0.6985	0.7019	0.7054	0.7088	0.7123	0.7157	0.7190	0.7224
0.6	0.7257	0.7291	0.7324	0.7357	0.7389	0.7422	0.7454	0.7486	0.7517	0.7549
0.7	0.7580	0.7611	0.7642	0.7673	0.7704	0.7734	0.7764	0.7794	0.7823	0.7854
0.8	0.7881	0.7910	0.7939	0.7967	0.7995	0.8023	0.8051	0.8078	0.8106	0.8133
0.9	0.8159	0.8186	0.8212	0.8238	0.8264	0.8289	0.8315	0.8340	0.8365	0.8389
1.0	0.8413	0.8438	0.8461	0.8485	0.8508	0.8531	0.8554	0.8577	0.8599	0.8621
1.1	0.8643	0.8665	0.8686	0.8708	0.8729	0.8749	0.8770	0.8790	0.8804	0.8830
1.2	0.8849	0.8869	0.8888	0.8907	0.8925	0.8944	0.8962	0.8980	0.8997	0.9015
1.3	0.9032	0.9049	0.9066	0.9082	0.9099	0.9115	0.9131	0.9147	0.9162	0.9177
1.4	0.9192	0.9207	0.9222	0.9236	0.9251	0.9265	0.9279	0.9292	0.9306	0.9319
1.5	0.9332	0.9345	0.9357	0.9370	0.9382	0.9394	0.9406	0.9418	0.9429	0.9441
1.6	0.9452	0.9463	0.9474	0.9484	0.9495	0.9505	0.9515	0.9525	0.9535	0.9545
1.7	0.9554	0.9564	0.9573	0.9582	0.9591	0.9599	0.9608	0.9616	0.9625	0.9633
1.8	0.9641	0.9649	0.9656	0.9664	0.9671	0.9678	0.9686	0.9693	0.9699	0.9706
1.9	0.9713	0.9719	0.9726	0.9732	0.9738	0.9744	0.9750	0.9756	0.9761	0.9767
2.0	0.9773	0.9778	0.9783	0.9788	0.9793	0.9798	0.9803	0.9808	0.9812	0.9817
2.1	0.9821	0.9826	0.9830	0.9834	0.9838	0.9842	0.9846	0.9850	0.9854	0.9857
2.2	0.9861	0.9865	0.9868	0.9871	0.9874	0.9878	0.9881	0.9884	0.9887	0.9890
2.3	0.9893	0.9896	0.9898	0.9901	0.9904	0.9906	0.9909	0.9911	0.9913	0.9916
2.4	0.9918	0.9920	0.9922	0.9924	0.9927	0.9929	0.9931	0.9932	0.9934	0.9936
2.5	0.9938	0.9940	0.9941	0.9943	0.9945	0.9946	0.9948	0.9949	0.9951	0.9952
2.6	0.9953	0.9955	0.9956	0.9957	0.9959	0.9960	0.9961	0.9962	0.9963	0.9964
2.7	0.9965	0.9966	0.9967	0.9968	0.9969	0.9970	0.9971	0.9972	0.9973	0.9974
2.8	0.9974	0.9975	0.9976	0.9977	0.9977	0.9978	0.9979	0.9980	0.9980	0.9981
2.9	0.9981	0.9982	0.9982	0.9983	0.9984	0.9984	0.9985	0.9985	0.9986	0.9986
z	3.00	3.10	3.20	3.30	3.40	3.50	3.60	3.70	3.80	3.90
P	0.9986	0.9990	0.9993	0.9995	0.9997	0.9998	0.9998	0.9999	0.9999	1.0000

DATO ENTRADA

DATO SALIDA

4.6. Criterios de Aceptabilidad de Diseño en Ingeniería de Rocas

Hoek (2007), resume en las **Tablas 4.6 y 4.7**, información recopilada durante su experiencia práctica, correspondiente a parámetros incidentes, métodos de análisis y criterios de aceptabilidad, asociados a problemas geomecánicos típicos.

Los criterios de aceptabilidad se establecen según los Factores de Seguridad asociados a los diseños, pero no incluye la probabilidad de falla ni la confiabilidad asociada a éstos.

Tabla 4.6. Parámetros críticos, métodos de análisis y criterios de aceptabilidad de diseño para excavaciones subterráneas de ingeniería civil (Hoek, 2007).




ESTRUCTURA	PROBLEMAS TÍPICOS	PARÁMETROS CRÍTICOS	MÉTODOS DE ANÁLISIS	CRITERIOS ACEPTABILIDAD
 <p>Túneles a presión en proyectos de plantas hidroeléctricas.</p>	<p>Filtraciones excesivas desde túneles con o sin revestimiento de concreto. Ruptura o deformación de revestimiento de acero debido a deformación de la roca o presión externa</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Proporción entre máxima presión hidráulica en el túnel, con respecto a los esfuerzos principales mínimos en la roca circundante. • Longitud de revestimiento de acero y efectividad del grouting. • Niveles de aguas subterráneas en el macizo rocoso. 	<p>Determinación de espesores de recubrimiento mínimo a lo largo de la ruta del túnel de presión, a partir de planos topográficos detallados. Análisis de esfuerzos a través de secciones transversales y longitudinales con respecto al eje del túnel. Comparación entre los esfuerzos principales mínimos y presiones hidráulicas dinámicas máximas para determinar la longitud del revestimiento de acero.</p>	<p>Se requiere revestimiento de acero cuando el esfuerzo principal mínimo en la roca, es menor a 1.3 veces el esfuerzo estático mayor, en el caso de operaciones hidroeléctricas típicas, o a 1.15 veces para operaciones en que se verifican presiones dinámicas muy bajas. Es necesario realizar ensayos de presiones hidráulicas a través de sondeos desarrollados en los límites de instalación de los revestimientos de acero, con el objeto de verificar los cálculos de diseño.</p>
 <p>Túneles en roca blanda</p>	<p>Se genera la falla cuando los esfuerzos inducidos exceden la resistencia de la roca. Lajamiento, y desprendimientos desde el contorno de la excavación, en el caso en que el soporte sea inadecuado</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Resistencia del macizo rocoso y rasgos estructurales específicos. • Lajamiento potencial, principalmente en rocas sedimentarias. • Método y secuencia de excavación. • Capacidad y secuencia de instalación de los sistemas de soporte. 	<p>Los análisis de esfuerzos utilizan métodos numéricos para determinar la extensión de las zonas de falla y posibles desplazamientos en el macizo rocoso. Los análisis de interacción roca-soporte, utilizan formas cerradas de métodos numéricos para determinar la capacidad y secuencia de instalación del sistema de soporte, y estimaciones de los desplazamientos en el macizo rocoso.</p>	<p>La capacidad del soporte instalado debe ser suficiente para estabilizar el macizo rocoso, y limitar la deformación de las paredes de la excavación, a un nivel aceptable. Las máquinas tuneladoras e infraestructuras internas deben ser diseñadas considerando las deformaciones dependientes del tiempo y lajamientos generados en los contornos del túnel. Los monitoreos de deformaciones constituyen un aspecto importante en el control de la construcción.</p>
 <p>Túneles poco profundos en roca fracturada</p>	<p>La gravedad conduce la caída o deslizamiento de cuñas o bloques definidos por la intersección de planos estructurales. Desprendimiento de material como consecuencia de soporte inadecuado</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Orientación, inclinación y resistencia al corte de rasgos estructurales en el macizo rocoso. • Forma y orientación de la excavación. • Calidad de perforación y voladura durante la excavación. • Capacidad y secuencia de instalación del sistema de soporte. 	<p>Se utilizan técnicas de proyección estereográfica o métodos analíticos para la determinación y visualización de todos los potenciales bloques o cuñas en el macizo rocoso que rodea la excavación. Se realizan análisis de equilibrio límite de bloques críticos, para ser utilizados en estudios paramétricos del modo de falla, factor de seguridad y requerimientos de soporte.</p>	<p>Los Factores de Seguridad, incluyendo los efectos del soporte deberían exceder 1.5 en el caso de bloques o cuñas deslizantes, y 2.0 para el caso de cuñas o bloques con caída libre. La secuencia de instalación de soporte es crítica, y se deben identificar y soportar las cuñas y bloques, antes de que éstos sean activados. El monitoreo de desplazamientos es de poco valor.</p>

Tabla 4.6 (continuación). Parámetros críticos, métodos de análisis y criterios de aceptabilidad de diseño para excavaciones subterráneas de ingeniería civil (Hoek, 2007).


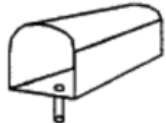
ESTRUCTURA	PROBLEMAS TÍPICOS	PARÁMETROS CRÍTICOS	MÉTODOS DE ANÁLISIS	CRITERIOS ACEPTABILIDAD
 <p>Grandes cavernas en roca fracturada</p>	<p>La gravedad conduce la caída o deslizamiento de cuñas o bloques definidos por la intersección de planos estructurales. Desprendimiento de material como consecuencia de soporte inadecuado</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Orientación, inclinación y resistencia al corte de rasgos estructurales en el macizo rocoso. • Forma y orientación de la excavación. • Calidad de perforación y voladura durante la excavación. • Capacidad y secuencia de instalación del sistema de soporte. 	<p>Se utilizan técnicas de proyección estereográfica o métodos analíticos para la determinación y visualización de todos los potenciales bloques o cuñas en el macizo rocoso que rodea la excavación. Se realizan análisis de equilibrio límite de bloques críticos, para ser utilizados en estudios paramétricos del modo de falla, factor de seguridad y requerimientos de soporte.</p>	<p>Los Factores de Seguridad, incluyendo los efectos del soporte deberían exceder 1.5 en el caso de bloques o cuñas deslizantes, y 2.0 para el caso de cuñas o bloques con caída libre. La secuencia de instalación de soporte es crítica, y se deben identificar y soportar las cuñas y bloques, antes de que éstos sean activados. El monitoreo de desplazamientos es de poco valor.</p>
 <p>Depósitos subterráneos de desechos nucleares.</p>	<p>La gravedad conduce la caída o deslizamiento de bloques o cuñas o falla tensional y al corte del macizo rocoso, dependiendo del espaciamiento de los rasgos estructurales y la magnitud de los esfuerzos "In-Situ".</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Forma y orientación de la caverna con respecto a la disposición, inclinación y resistencia al corte de los rasgos estructurales del macizo rocoso. • esfuerzos "In-Situ" en el macizo rocoso. • Secuencias de excavación y soporte, además de calidad de perforación y voladura. 	<p>Se utilizan técnicas de proyección estereográfica o métodos analíticos para la determinación y visualización de todos los potenciales bloques en el macizo rocoso que rodea la excavación. Los esfuerzos y desplazamientos inducidos por cada etapa de excavación de la caverna, se determinan a través de análisis numéricos, con el objetivo de estimar los requerimientos de soporte de las paredes y techo de la excavación.</p>	<p>Se obtiene el diseño aceptable cuando los modelos numéricos indican que la extensión de falla se controla a través del soporte instalado y estabilización de desplazamientos en el macizo rocoso. Es necesario realizar monitoreo de los desplazamientos para confirmar las predicciones de diseño.</p>

Tabla 4.7. Parámetros críticos, métodos de análisis y criterios de aceptabilidad de diseño para excavaciones mineras subterráneas emplazadas en roca competente (Hoek, 2007).

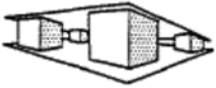
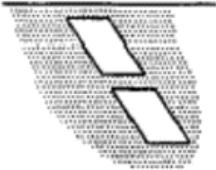



ESTRUCTURA	PROBLEMAS TÍPICOS	PARÁMETROS CRÍTICOS	MÉTODOS DE ANÁLISIS	CRITERIOS ACEPTABILIDAD
 <p>Pilares</p>	<p>Caída de rocas y derrumbe progresivo del macizo rocoso, pudiéndose incluso generar, eventuales colapsos o estallidos de roca.</p>	<ul style="list-style-type: none"> Resistencia del macizo rocoso conformante de los pilares. Presencia de planos estructurales orientados desfavorablemente. Geometría de pilares, en forma particular, razón ancho-altura. Geometría mineral global, incluyendo la razón de extracción 	<p>Para depósitos formados por estratos horizontales, se compara el factor de seguridad con la resistencia de pilares, generada a partir de relaciones empíricas basadas en razones ancho/altura y esfuerzos promedio en los pilares, calculados a partir de teorías como la del área tributaria. En el caso de geometrías más complejas, es necesario realizar análisis numérico, incluyendo modelos progresivos de falla de pilares.</p>	<p>El factor de seguridad para layouts de pilares simples en depósitos de estratos horizontales, debe exceder de 1.6, para pilares “permanentes”.</p> <p>En el caso que se genere falla progresiva, o cuando se modelan layouts de pilares complejos, se puede tolerar la falla individual de pilares, tratando de que éstos no den inicio a fallas tipo “domino”, de pilares adyacentes.</p>
 <p>Pilares corona</p>	<p>Se produce hundimiento de los pilares corona que posean razones entre el ancho de labor y la profundidad, inadecuadas.</p> <p>Generación de estallido de rocas o desprendimientos de pilares corona sobre forzados.</p>	<ul style="list-style-type: none"> Resistencia del macizo rocoso en el cual se localizan los pilares. Profundidad de la meteorización y presencia de estructuras con manteos altos, en el caso de los pilares corona. Niveles de esfuerzos “In-Situ” y geometría de los pilares corona. 	<p>Las clasificaciones de macizo rocoso y análisis de equilibrio límite pueden entregar guías útiles para la definición de las dimensiones de los pilares corona.</p> <p>Análisis numéricos, incluyendo estudios de elementos discretos, pueden entregar niveles aproximados de esfuerzos, e indicaciones respecto de las potenciales zonas de falla.</p>	<p>La razón profundidad – ancho del pilar corona, puede ser incrementada hasta que se permita una probabilidad de falla razonablemente baja.</p> <p>Los pilares corona pueden requerir de gran cantidad de soporte para asegurar la estabilidad durante la explotación de cámaras adyacentes. Es necesario realizar una planificación cuidadosa de la secuencia minera, con el objetivo de evitar niveles de esfuerzos elevados y estallidos de rocas.</p>
 <p>Labores de corte y relleno</p>	<p>Caída de cuñas y bloques definidos estructuralmente a partir del techo, frente y cajas de cámaras. Los esfuerzos elevados pueden inducir fallas y estallidos de roca en ambientes mineros</p>	<ul style="list-style-type: none"> Orientación, inclinación y resistencia al corte de planos estructurales en el macizo rocoso. Forma y orientación de la excavación. Esfuerzos “In-Situ” del macizo rocoso. Calidad de emplazamiento del relleno. 	<p>Los análisis numéricos de esfuerzos y desplazamientos para etapa de excavación, pueden entregar algunas indicaciones de los problemas potenciales.</p> <p>Algunos de los modelos numéricos más sofisticados permitirán la inclusión del soporte generado por el relleno o fortificación, a través de la instalación de cables grouteados.</p>	<p>Las inestabilidades locales deberían ser controladas a través de la instalación de bulones o cables grouteados para mejorar el factor de seguridad y minimizar la dilución.</p> <p>La estabilidad global se controla a través de la geometría y secuencia de excavación y relleno de las cámaras.</p> <p>Se pueden obtener condiciones mineras aceptables cuando se realiza una extracción adecuada del mineral.</p>

Tabla 4.7 (continuación). Parámetros críticos, métodos de análisis y criterios de aceptabilidad de diseño para excavaciones mineras subterráneas emplazadas en roca competente (Hoek, 2007).

ESTRUCTURA	PROBLEMAS TÍPICOS	PARÁMETROS CRÍTICOS	MÉTODOS DE ANÁLISIS	CRITERIOS ACEPTABILIDAD
 <p data-bbox="216 561 373 586">Labores "ciegas"</p>	<p data-bbox="443 337 716 605">Dilución de mineral como consecuencia de derrumbes desde las paredes. Se pueden generar estallidos de roca o falla progresiva, inducidos por los elevados niveles de esfuerzos que se verifican en los pilares localizados entre cámaras de explotación</p>	<ul data-bbox="743 375 1083 570" style="list-style-type: none"> • Calidad y resistencia del macizo rocoso. • Esfuerzos "In-Situ" e inducidos, en el macizo rocoso que rodea las excavaciones. • Calidad de la perforación y voladura en el desarrollo de las labores. 	<p data-bbox="1119 313 1470 630">Se encuentran disponibles algunas reglas empíricas, basadas en las clasificaciones de los macizos rocoso, para estimar las dimensiones seguras de las labores. La realización de análisis numéricos tridimensionales que consideren la disposición de cámaras y secuencia minera, en cuerpos mineralizados de geometría compleja, entregarán indicaciones acerca de los potenciales problemas, y estimarán los requerimientos de soporte.</p>	<p data-bbox="1495 313 1919 630">Un diseño de estas características se puede considerar aceptable cuando se obtienen recuperaciones elevadas del cuerpo mineral, en forma segura y a bajo costo. Los desprendimientos en piques, chimeneas y galerías constituyen peligros inaceptables, por lo que se puede requerir la instalación de sistemas de soporte. En ambientes en los que se verifican niveles elevados de esfuerzos, se puede utilizar técnicas de pre-acondicionamiento localizado con el objetivo de reducir la probabilidad de ocurrencia de estallidos de roca.</p>
 <p data-bbox="195 865 401 927">Puntos de traspaso y extracción de mineral</p>	<p data-bbox="443 695 716 914">Se puede generar falla localizada del macizo rocoso debido a la abrasión y al desgaste de los puntos de traspaso y de extracción, pobremente soportados. En situaciones extremas, esto podría generar la pérdida de estas labores.</p>	<ul data-bbox="743 683 1083 927" style="list-style-type: none"> • Calidad y resistencia del macizo rocoso. • Esfuerzos "In-Situ" e inducidos elevados, así como cambio brusco de éstos, en el macizo rocoso que rodea las excavaciones. • Selección y secuencia de instalación del sistema de soporte. 	<p data-bbox="1119 695 1465 914">Los análisis de tipo numérico o de equilibrio límite, no son particularmente útiles debido a que en estos modelos no se incluyen los procesos de desgaste o abrasión. En consecuencia, generalmente se utilizan criterios empíricos basados en experiencia previa y métodos de prueba y error.</p>	<p data-bbox="1495 670 1919 914">Debe perdurar la forma durante toda la vida del punto de traspaso o extracción. Las pérdidas en el control pueden generar diluciones demasiado grandes o abandono de las excavaciones. Generalmente se utilizan sistemas de soporte resistentes y flexibles, como cables cementados, instalados durante el proceso de desarrollo de la labor, con el objetivo de controlar la inestabilidad.</p>



4.7. Aplicación de los Métodos Probabilísticos en Geomecánica

Los métodos comúnmente utilizados para la evaluación de estabilidad de las diferentes estructuras, están basados principalmente en modelos empíricos. En contexto, existen las mencionadas “técnicas avanzadas” disponibles para la predicción y el análisis de estabilidad. Estas técnicas se dividen en tres categorías (Stacey, 2001):

- Técnicas específicas para el análisis cinemático de estabilidad para cuñas y bloques. Para complementar estas técnicas existen distintos programas/softwarees disponibles.
- Enfoques sobre el análisis numérico de esfuerzos y deformaciones, incluyendo tanto programas continuos como discontinuos. Al igual que el punto anterior, existe una variedad de softwarees disponibles en el mercado, para dar solución a este tipo de condiciones.
- Análisis probabilísticos, en los cuales las evaluaciones individuales de estabilidad pueden incluir el uso de las dos técnicas recién comentadas, o basarse en la ocurrencia de bloques, o en una variedad de otros enfoques.

El éxito que se puede alcanzar en la predicción de la inestabilidad, ocupando las primeras dos técnicas depende en gran medida de la habilidad del usuario, la correcta interpretación de los datos de entrada necesarios, y del uso correcto del criterio de falla (es muy importante que el mecanismo potencial de falla esté correctamente tomado en cuenta). Como resultado, el registro de una buena predicción sobre el comportamiento esperado, usando estas técnicas, muchas veces no logra ser completamente satisfactorio (Stacey, 2001).

La aplicación de todas estas técnicas requiere de un alto grado de especialización, y su uso frecuente es necesario para garantizar una familiaridad y experiencia satisfactoria.

El uso de enfoques probabilísticos para la evaluación de estabilidad es enormemente recomendado, esto se debe al hecho que proporciona información que puede ser utilizada por la gerencia para la toma de decisiones en función del riesgo. En la **Tabla 4.8** se entrega el contexto de los valores de probabilidad (o niveles de riesgo), según distintas actividades.



Tabla 4.8. Riesgo de ocurrencia de accidentes con distintos tipos de consecuencias (representados según su probabilidad) (Stacey, 2001).

Grado de riesgo	Actitud a la confiabilidad		Probabilidad de ocurrencia (%), con respecto a la seguridad humana	
	Exposición voluntaria	Exposición Involuntario	Pérdida total (fatalidad)	Pérdida parcial
Muy riesgoso	Mucha preocupación	Totalmente inaceptable	70 (-) (buceo en agua profundas o escalar una montaña)	700
Riesgoso	Preocupado/a	Inaceptable	7 (1.6) (buceo en agua profundas o escalar una montaña)	70
Algo riesgoso	Circunspecto	Muy Preocupado/a	0.7 (2.5) (trabajar en mina subterránea a gran profundidad; construcción de un edificio a gran altura)	7
Leve posibilidad	Poca preocupación	Preocupado/a	0.07 (3.2) (Accidente en automóvil, avión o en casa)	0.7
Improbable	Sin preocupación	Circunspecto	0.007 (3.8) (accidente en transporte público)	0.07
Muy improbable	Sin preocupación	Poca preocupación	0.0007 (4.4) (fatalidades en espacios públicos)	0.007
Prácticamente imposible	Sin preocupación	Sin preocupación	0.00007 (4.8) (falla de una planta nuclear)	0.0007

Nota: Los valores dados en paréntesis después de las probabilidades, corresponden a los Factores de Seguridad.



Los criterios de probabilidad de riesgo entregados en la **Tabla 4.8**, se presentan de manera simplificada en la **Tabla 4.9**, de acuerdo con las publicaciones de Cole (1993), y Kirsten (1994).

Tabla 4.9. Probabilidades aceptables en función del grado de riesgo que se presenta (Cole, 1993).

Grado de riesgo (Magnitud de riesgo)	Probabilidades aceptables (%) (Cole, 1993)
Muy riesgoso	70%
Riesgoso	7%
Algo riesgoso	0.7%
Leve posibilidad	0.07%
Improbable	0.007%
Muy improbable	0.0007%
Prácticamente imposible	0.00007%



5. INVESTIGACIÓN DEL CONCEPTO DE RIESGO GEOMECÁNICO

En el presente capítulo de la tesis doctoral, se realiza una investigación del concepto de riesgo geomecánico, de tal forma que se incluyen algunas definiciones fundamentales, tales como aquellas asociadas a la ocurrencia de siniestralidades y vulnerabilidades geotécnicas, que involucran los mecanismos de inestabilidad de rocas, entre los cuales es posible señalar: generación de bloques y/o cuñas, desprendimientos y sobre-excavación, estallidos de rocas, colapsos y subsidencia, entre otros.

Posteriormente, se entrega una introducción al análisis del riesgo geomecánico, en cual se incluye la definición y gestión del riesgo, significado de accidente, análisis y magnitud del riesgo, junto con la entrega de los criterios generales de aceptabilidad geotécnica en minas subterráneas.

5.1. Siniestralidades y Vulnerabilidades Geotécnicas

Según la Real Academia Española, en su actualización del 2020, se definen los siguientes conceptos:

- **Siniestralidad:** Frecuencia o índice de siniestros.
- **Siniestro:** Suceso que produce un daño o una pérdida material considerable.

A partir de estos conceptos se deduce que el concepto de siniestralidad geomecánica, se refiere a fenómenos o eventos que se originan a partir de inestabilidades geomecánicas (debilidades o vulnerabilidades geomecánicas), que pueden generar lesiones a personas y/o daños a equipos e instalaciones, dentro de un ambiente minero (Fernández, 2000).



Las siniestralidades geomecánicas más relevantes en minería subterránea son las siguientes:

- Desprendimientos y sobre-excavación de labores.
- Formación de bloques y cuñas potencialmente inestables.
- Colapso de excavaciones.
- Subsistencia.
- Estallido de roca (“rockburst”).
- Convergencia (“squeezing”).

A continuación, se realiza una breve descripción de estas inestabilidades y las medidas que se deben adoptar para prevenir su ocurrencia y mitigar sus consecuencias, principalmente orientadas a mantener el proceso productivo y la infraestructura/servicios.

5.1.1. Desprendimientos y sobre-excavación de labores

Es un tipo de inestabilidad común y afecta tanto a las excavaciones horizontales como a labores verticales. En excavaciones horizontales como las galerías, se asocia a la caída de rocas, principalmente en etapas de desarrollo de éstas, momento en el cual se encuentran con poco o nulo sostenimiento. En las **Figura 5.1** y **5.2** se muestran algunos ejemplos de desprendimientos y sobre-excavación de galerías.



Figura 5.1. Sobre-excavación generada en la rampa de acceso de una mina subterránea, producto del desprendimiento de bloques en un sector de interacción de fallas y diaclasas (fotografía tomada por Fernández, 2021).



Figura 5.2. Sobre-excavación asociada a desprendimientos desde el techo de una galería (fotografía tomada por Fernández, 2014).



Con el propósito de disminuir esta problemática, se deben implementar medidas preventivas, tales como orientar las excavaciones adecuadamente, para disminuir la formación de bloques debido a los sistemas estructurales presentes; junto con reducir la concentración de los esfuerzos en su entorno, asociados a los ambientes imperantes “In-Situ”. Los cambios en la geometría (forma y tamaño) de las secciones de galerías, también contribuyen a reducir la posible generación de problemas inducidos por condiciones de esfuerzos desfavorables.

Las medidas correctivas apuntan principalmente a mantener un sistema de soporte adecuado para las labores, las cuales varían desde un sostenimiento de desarrollo temporal, hasta la instalación del soporte definitivo.

En el caso de excavaciones verticales tales como piques y sistemas de traspaso en general, las medidas a ser desarrolladas, pueden contemplar la ubicación de estas labores en zonas que no se encuentren afectadas por estructuras mayores, considerando además, un diseño minero adecuado (evitando singularidades), y con instalación de un sistema de soporte efectivo (a través de cables, revestimiento de acero, entre otros).

5.1.2. Formación de bloques y cuñas potencialmente inestables

Corresponde a una expresión mayor del desprendimiento, y se caracteriza por la formación de grandes bloques limitados por sistemas estructurales relevantes, y caras libres definidas por la excavación. Generalmente se presentan en galerías de gran tamaño o en zonas de intersección de labores, como consecuencia de las mayores aperturas o “luces” generadas.

Para ejemplificar la formación de bloques/cuñas de gran tamaño, se muestran las **Figuras 5.3 a 5.6**.



Figura 5.3. Formación de bloques definidos por diaclasas, en el techo de una galería subterránea (fotografía tomada por Fernández, 2018).



Figura 5.4. Definición de bloques formados por la interacción de diaclasas, en el contorno de una galería subterránea (fotografía tomada por Fernández, 2016).

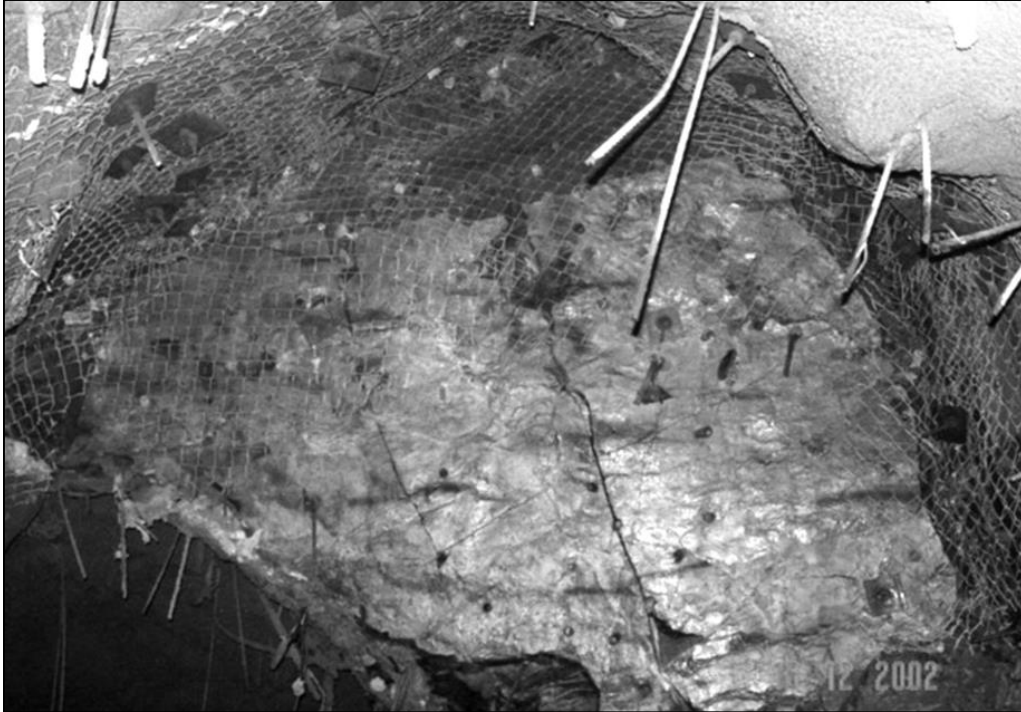


Figura 5.5 Ejemplo de formación de una cuña de gran tamaño en el techo de una intersección calle-zanja del nivel de producción de una mina de block caving (Bonani & otros, 2004).



Figura 5.6. Sobre-excavación generada en el techo de una galería, asociada al desprendimiento de una cuña formada por planos de falla. Se observa el proceso de reparación de daños a través de la instalación de un sistema de soporte (Fotografía tomada por Fernández, 2018).

5.1.3. Colapso de excavaciones

Corresponde al derrumbe de material en un área importante, en un acceso o en un nivel productivo, el cual afecta la integridad y funcionalidad de las labores asociadas.

El colapso trae como consecuencia, la pérdida de la operatividad del área afectada. En las **Figura 5.7 a 5.9**, se muestran los efectos generados por la ocurrencia de colapsos, en distintas minas.



Figura 5.7. Derrumbe de material en sector de mala calidad geotécnica, el cual afecta la integridad del sistema de soporte constituido por enmaderado, y genera el colapso en el túnel de acceso de una mina subterránea de “pequeña minería” (fotografía tomada por Fernández, 2018).



Figura 5.8. Desprendimiento severo de bloques que genera el colapso del sistema de soporte y pérdida de la funcionalidad y operatividad de una excavación, en una mina subterránea (Fotografía tomada por Fernández, 2012).



Figura 5.9. Desprendimiento severo de bloques que genera el colapso de una galería, afectando un equipo de "scaling" (Fotografía tomada por Fernández, 2013).

Se han realizado estudios cuyos alcances se orientan a la comprensión de las causas que provocan este fenómeno de inestabilidad, a fin de tomar las acciones correspondientes para reducir su ocurrencia y mitigar los daños ocasionados.

5.1.4. Subsistencia

La subsistencia es un fenómeno inherente a los métodos de explotación del tipo Block Caving y Panel Caving, ambos correspondientes a un hundimiento gravitacional masivo.

Por lo tanto, las acciones a ser tomadas se basan en obtener el mejor conocimiento del proceso de hundimiento del macizo rocoso en altura, dependiente de parámetros controlables e incontrolables, con el propósito de definir el efecto de desplome y fracturamiento sobre niveles superiores, debido a la actividad minera de los sectores productivos. En la **Figura 5.10**, se representan de manera esquemática los efectos del fenómeno de subsistencia.

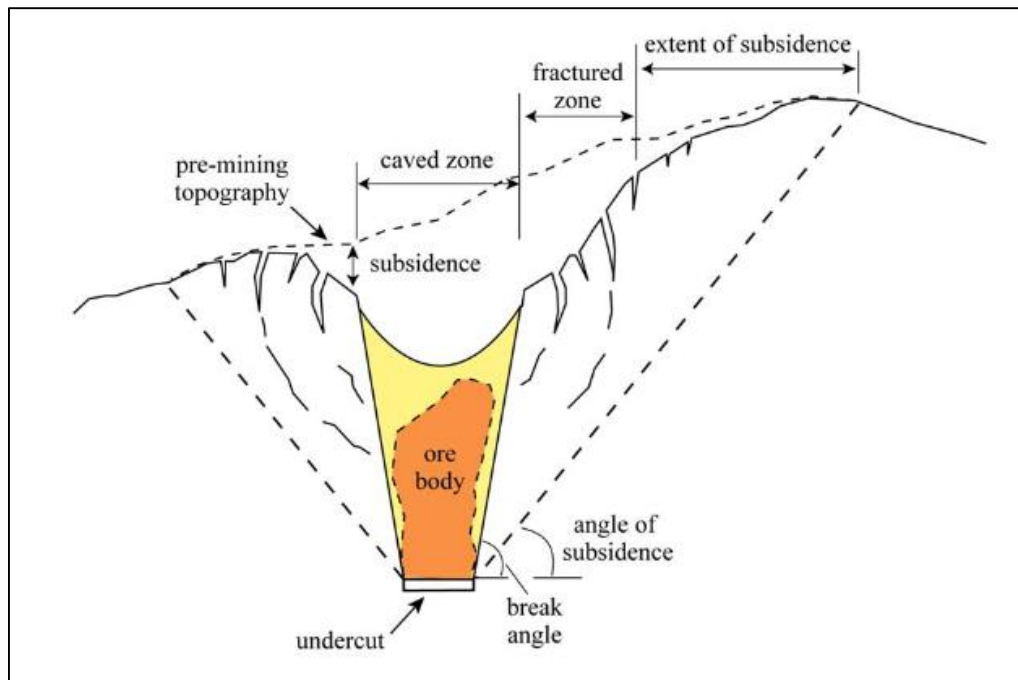


Figura 5.10. Efectos de la subsistencia (Van As, 2003).

En las **Figuras 5.11** y **5.12**, se muestran algunos ejemplos de daños en superficie, asociados al fenómeno de subsidencia, como consecuencia de la explotación de una mina de caving en Australia.



Figura 5.11. Generación de cráter de subsidencia, con presencia de planos de desplome que definen el ángulo de quiebre, debido a una explotación de caving en Australia (Fernández, 2018).



Figura 5.12. Formación de grietas asociadas a la zona de fracturamiento, debido a la subsidencia de una mina explotada por método de caving en Australia (Fernández, 2018).



En este tipo de inestabilidad las medidas a considerar se encuentran en el marco preventivo, más que en el correctivo, y generalmente corresponden al abandono o reemplazo de alguna infraestructura importante, durante el tiempo de operación de la mina.

5.1.5. Estallido de rocas (“Rockburst”)

Este fenómeno de inestabilidad es uno de los más complejos, debido a sus particularidades, correspondientes a la ruptura y proyección de roca en forma súbita, situación que no permite tomar una medida inmediata como en otras inestabilidades que se desarrollan de manera progresiva, y donde es posible, en muchos casos, actuar durante su proceso de evolución, a través de la implementación de medidas de mitigación.

Las acciones a ser consideradas, frente a esta problemática, son de naturaleza estratégica y táctica:

- Las medidas estratégicas apuntan a la aplicación de criterios geotécnicos – geomecánicos para reducir la probabilidad de ocurrencia del fenómeno, tales como: Punto de inicio, secuencia de explotación, diseño minero (geometría, tamaño y disposición de galerías), pre-acondicionamiento del macizo rocoso, etc.
- Las medidas tácticas más comunes son aquellas que actúan una vez ocurrido el estallido de rocas, tales como el sostenimiento de galerías bajo un concepto de reforzamiento del macizo rocoso y retención de material proyectado producto del estallido. De esta manera, se han utilizado, sistemas de sostenimiento sólo con bulones (baja severidad de daños) hasta combinaciones de perno – cable – malla – shotcrete (alta severidad de daños).

Se ha puesto énfasis al estudio de la relación existente entre la sismicidad y la minería, con el propósito de entender las causas que originan los estallidos de rocas. Ésto permite tomar acciones sobre los parámetros controlables, con el propósito de disminuir el riesgo sísmico del plan minero. En forma específica, los parámetros de planificación minera que condicionan la generación de sismicidad inducida en métodos de caving, son: velocidad de socavación-hundimiento, velocidad de extracción y frecuencia de apertura de bateas de producción (válido para métodos panel caving convencional, hundimiento previo y hundimiento avanzado).

En las **Figuras 5.13** y **5.14**, se muestran algunos ejemplos relativos a efectos de estallidos de rocas en excavaciones mineras.



Figura 5.13. Estallido de rocas (“rockburst”) severo, con colapso de una galería en una mina de hundimiento de bloques (Stacey & Rojas 2013).



Figura 5.14. Estallido de rocas (“rockburst”) severo, con colapso de una galería y presencia de cables colgando, en una mina de hundimiento de bloques (Stacey & Rojas 2013).

5.1.6. Convergencia (“Squeezing”)

Según la definición de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas o ISRM (Potvin, 2009), el “squeezing” de roca es un fenómeno dependiente del tiempo que se caracteriza por deformaciones significativas que ocurren alrededor de una excavación. Se asocia principalmente con fluencia (“creep”) de la roca, causada por exceso de esfuerzo de corte. La deformación podría terminar durante o después de la construcción de la excavación, o podría mantenerse por un largo período de tiempo (Barla, 1995).

Barton & otros (1974) define “squeezing” como el flujo (falla plástica) de roca incompetente (débil) sometida a la influencia de altas presiones. Roca con alta convergencia (“squeezing”) es parte del factor de resistencia de esfuerzos (SRF) del sistema de clasificación “Q” (Barton), para macizos rocosos.

En otras palabras, el “squeezing” es el fallamiento plástico (dúctil), irrecuperable y progresivo en el tiempo que afecta macizos rocosos débiles, y que causa deformaciones significativas alrededor de las excavaciones subterráneas, producto de los esfuerzos inducidos actuantes.

Por medio de las **Figuras 5.15** y **5.16**, se observan algunos ejemplos de este fenómeno en excavaciones subterráneas.

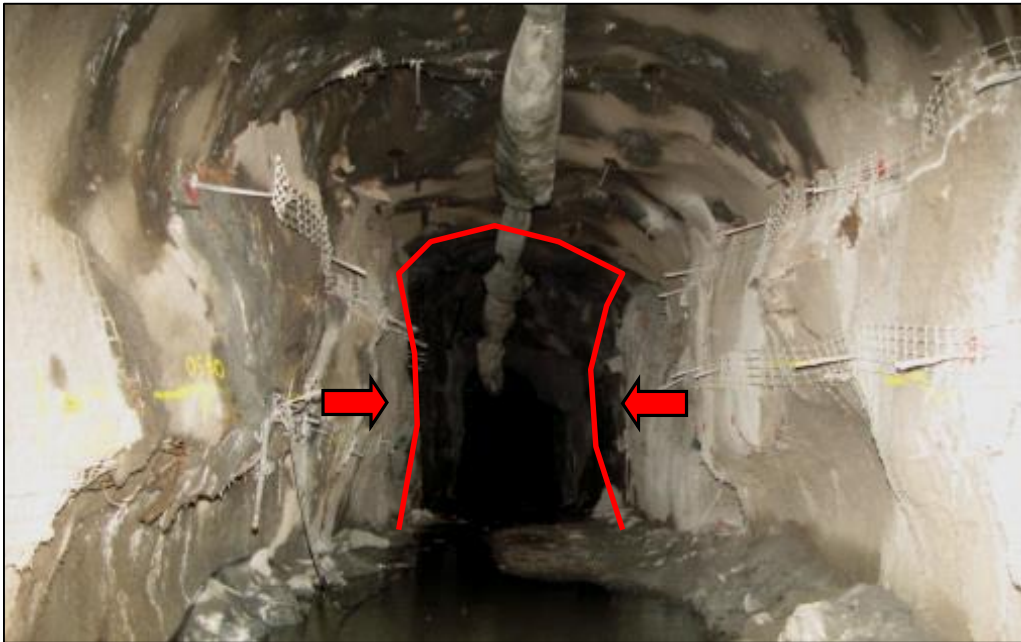


Figura 5.15. Deformación severa en una galería del nivel de hundimiento de una mina de block caving, debido a convergencia o “squeezing” severo (Fernández, 2011).



Figura 5.16. Ejemplo de una severa convergencia (“Squeezing”) en una galería del nivel de hundimiento de una mina de block caving (Fernández, 2011).

5.2. Introducción al Análisis de Riesgo Geomecánico

5.2.1. Definición de riesgo

Existen distintas definiciones que dan al concepto de riesgo significados diversos. No obstante, en lo medular se acepta la idea que *“Riesgo es la probabilidad de que en una actividad o condición se produzca una pérdida determinada”*. (Chávez, 2013). Otra definición, establece que el riesgo es la *“combinación de la probabilidad de ocurrencia de un evento o exposición peligrosa y la gravedad de la lesión o enfermedad del trabajo, que pueda ser causada por el evento o la exposición”* (ISPCH, 2015).



En la **Tabla 5.1** se presentan una serie de definiciones que serán utilizadas durante el transcurso de la presente sección.

Tabla 5.1. Definición de algunos términos relacionados con el riesgo (Summers, 2000).

Concepto	Definición
Peligro	Ocurrencia potencial o condición que podría generar lesiones a personas, daños al ambiente, atrasos o pérdidas económicas.
Análisis de Riesgo	Proceso estructurado que identifica tanto la probabilidad como las consecuencias de los peligros existentes en una actividad o instalación determinada.
Evaluación de Riesgo	Comparación de los resultados obtenidos de un análisis de riesgo con los criterios de aceptabilidad u otros parámetros de decisión.
Medidas de Mitigación de Riesgo	Acción que puede ser adoptada para controlar un riesgo, ya sea reduciendo la probabilidad de ocurrencia, o a través de la mitigación de las consecuencias de un evento.
Gestión de riesgo	Proceso a través del cual se toman decisiones con el objeto de aceptar riesgos conocidos, o implementación de acciones para reducir riesgos inaceptables a niveles aceptables.

Las definiciones más importantes a analizar corresponden al “análisis de riesgo” y la “evaluación de riesgo”, debido a que generalmente se confunden o utilizan como sinónimos. Existe una diferencia fundamental entre los dos conceptos. El análisis de riesgo corresponde a un proceso a través del cual se identifican, examinan, definen y se calculan las magnitudes de los riesgos existentes.

Por otra parte, la evaluación de los riesgos, es el proceso a través del cual los resultados de un análisis de riesgo se comparan con los criterios de aceptabilidad, establecidos para un proyecto específico.



5.2.1.1. Clasificación de riesgos

Es necesario distinguir dos tipos de riesgos, según la clasificación primaria que hacen los especialistas: los riesgos especulativos que son los que pueden derivar en pérdidas o en ganancias, y los riesgos puros, que son aquellos que se asocian a las alternativas de pérdidas o no pérdidas, pero en ningún caso ganancias. En ambos casos, la incertidumbre ante los resultados, es inherente al concepto mismo del riesgo.

- **Riesgos especulativos:** Son aquellos que impulsan la acción de emprender; es decir, el elemento impulsor es la expectativa de ganancias, aunque siempre existirá la amenaza de que la acción termine en pérdidas. Estos riesgos son abordados en las evaluaciones de proyectos.
- **Riesgos puros:** Son los que caen dentro del ámbito de la seguridad. Si no se administran adecuadamente, pueden generar enfermedades profesionales o accidentes de diferentes tipos, que implican daños a las personas, equipos, maquinarias e instalaciones, paralizaciones, interrupciones y demoras en los procesos, etc.

Otros tipos de riesgos corresponden a:

- **Riesgos inherentes:** Corresponden a riesgos inherentes al objeto, evento o situación, y no se pueden eliminar sin alterar la naturaleza de los mismos. Por ejemplo, un cuchillo dejará de ser tal, si se elimina su filo, con el pretexto de eliminar el riesgo de corte; la gasolina dejaría de ser lo que es, si se pretendiera eliminar su riesgo de inflamación.
- **Riesgos agregados:** Son aquellos riesgos que no tienen nada que ver con el fin o utilidad que se persigue. Por ejemplo, un cuchillo con un mango suelto; o la gasolina, manipulada cerca de una llama abierta, implican riesgos agregados innecesariamente.



5.2.2. Gestión de riesgos

Hay dos etapas previas a la toma de decisiones, respecto al tratamiento de los riesgos, los cuales no se deben olvidar jamás:

- **Etapla 1:** Identificar todas las exposiciones a pérdidas; esto es, conocer y tomar conciencia de la existencia de los riesgos y de ser posible, de todos y cada uno de ellos. No se puede prestar atención a un riesgo que se ignora.
- **Etapla 2:** Evaluar cada uno de los riesgos; lo que significa medir la magnitud de éstos, teniendo en cuenta las consecuencias (económicas, sociales, de imagen, etc.) y las probabilidades, habiendo considerado la exposición al evento peligroso.

Sólo cuando se han identificado y evaluado los riesgos, se está en condiciones de tomar decisiones respecto de cada uno de ellos. Naturalmente, que aparte de evaluar un riesgo en cuanto a sus consecuencias y a la probabilidad de que se produzcan, se necesita también evaluar las alternativas de solución en cuanto a dos variables importantes: El costo que implicaría la aplicación de la medida propuesta como solución, y la efectividad o grado de solución que aportará la misma.

La Gestión de Riesgos, sugiere cuatro alternativas, conocidas como las 4T:

- a) Terminar (eliminar) el riesgo.** Aunque esto sería lo ideal, no siempre es factible. Sin embargo, hay muchas ocasiones en las que, reemplazando una sustancia, modificando un método, suprimiendo una parte del proceso, etc., se puede conseguir la eliminación del riesgo.
- b) Tratar el riesgo.** Esto es lo que comúnmente se hace, y tiene que ver con las medidas preventivas habituales, tales como capacitar al personal, usar ropa de protección, establecer normas y procedimientos, etc.
- c) Tolerar el riesgo.** Se puede decidir, pero de un modo consciente, convivir con algunos riesgos tal y como ellos se presentan. Pero esta decisión sólo será razonable cuando se evalúe adecuadamente un riesgo, y se tenga la razonable certeza de que los daños, si ocurren, serán menores y que además se está dispuesto a asumir la pérdida asociada.
- d) Transferir el riesgo.** Corresponde a la cuarta alternativa, y consiste en traspasar a un tercero la responsabilidad de asumir y financiar las pérdidas. El caso de los seguros y contratistas son las formas más comunes, utilizadas para la transferencia del riesgo.



5.2.3. El problema de la aceptabilidad

Dado que la ausencia de riesgos corresponde a una situación muy compleja de alcanzar, cada vez cobra mayor vigencia el concepto de grado de aceptabilidad de los riesgos. Se establece que: *“Algo es seguro cuando los riesgos que implica son aceptables, porque no provocarán más daños del que se está dispuesto a aceptar, si actuamos con conocimiento y prudencia”* (Chávez, 2013).

El enfoque es realista y conceptualmente válido, pero es difícil de objetivizar, debido a que la aceptabilidad de un riesgo tiene que ver con factores personales de diversa índole y con factores circunstanciales más bien diversos.

Así, por ejemplo, el nivel de aceptabilidad de riesgos varía de una empresa a otra y por supuesto, también de una persona a otra. En efecto, un índice de frecuencia de accidentes de 10 ó 20, mantendría contentas a muchas empresas, pero serían inadmisibles para otras (Chávez, 2013).

5.2.3.1. Factores que determinan la aceptabilidad

Percepción del riesgo, principios y valores personales

Un aspecto relevante es la percepción del riesgo, ya que un riesgo real, cuya existencia se supone conocida, es percibido de manera distinta según las creencias, principios y valores de las personas.

Condiciones humanas imperantes

Las condiciones humanas también influyen en la aceptabilidad del riesgo. Por ejemplo, la aceptabilidad es diferente para quien asume el riesgo, con respecto a quien da la orden de ejecutar una tarea determinada.

Factores morales y sociales

El punto de vista moral establece que todo accidente que dañe significativamente a las personas y respecto al cual no se hizo todo lo que era razonable para evitarlo, es moralmente inaceptable. El punto de vista social, proporciona ciertos criterios para acotar la aceptabilidad de los riesgos, tomando en cuenta la responsabilidad social que tienen las empresas respecto de los accidentes que dañan a sus trabajadores.



Factores económicos

Desde este punto de vista, los riesgos no aceptables son aquellos que implican pérdidas económicas, que la empresa no está dispuesta a asumir.

Factores legales

El punto de vista legal, es específico para cada país. Por ejemplo, en Chile, el Artículo 184 del Código del Trabajo establece que “El empleador deberá adoptar las medidas necesarias para proteger eficazmente la vida y salud de todos los trabajadores...”.

Otros

También el grado de aceptabilidad de un riesgo dependerá de la información que se tenga, de las capacidades personales, de los beneficios secundarios que implica correr el riesgo (comodidad, ahorro de esfuerzo, ahorro de tiempo, etc.), de si existen o no otras alternativas, de si son controlables personalmente o no, de si los efectos son inmediatos como en el caso de los accidentes, o si éstos son a largo plazo como en el caso de las enfermedades profesionales, de si los efectos son reversibles o no y de si se puede o no prescindir la exposición a ese riesgo, etc.

5.2.4. Definición de accidente

Se define accidente como “Todo evento o acontecimiento no deseado e insuficientemente controlado, que resulta en daños a las personas y/o propiedades/bienes, y pérdidas en los procesos” (Chávez, 2013).

Desde el punto de vista legal, según el Artículo 5° de la Ley 16744, Código del Trabajo de Chile, se entiende por accidente del trabajo como *“toda lesión que una persona sufra a causa o con ocasión del trabajo, y que le produzca incapacidad o muerte. Son también accidentes del trabajo los ocurridos en el trayecto directo, de ida o regreso, entre la habitación y el lugar del trabajo, y aquellos que ocurran en el trayecto directo entre dos lugares de trabajo, aunque correspondan a distintos empleadores”*.

Desde un punto de vista ingenieril, un accidente generalmente, involucra el contacto entre una sustancia o fuente de energía con el cuerpo de las personas o materiales estructurales. Cuando la energía involucrada supera la capacidad o resistencia límite, se produce el daño (Chávez, 2013).

5.2.4.1. Causas de accidentes

Existen dos tipos de causas de accidentes, las que se denominan causas inmediatas y causas básicas.

Causas inmediatas

Corresponden a las causas que directamente “producen” el accidente, y se clasifican en actos subestándares, que provienen de las personas, y las condiciones subestándares, que radican en el ambiente físico. Las causas inmediatas, ya sean actos o condiciones subestándares, que corresponden a desviaciones que se producen del camino estándar, aceptado como correcto.

Las causas inmediatas constituyen síntomas de los problemas, y los esfuerzos orientados a eliminarlas sólo constituyen soluciones de corto plazo que pueden implicar costos elevados, ya que, si no se solucionan los problemas en su raíz, éstos vuelven a aparecer frecuentemente. En la **Figura 5.17** se presenta una clasificación práctica de las causas inmediatas de accidentes.

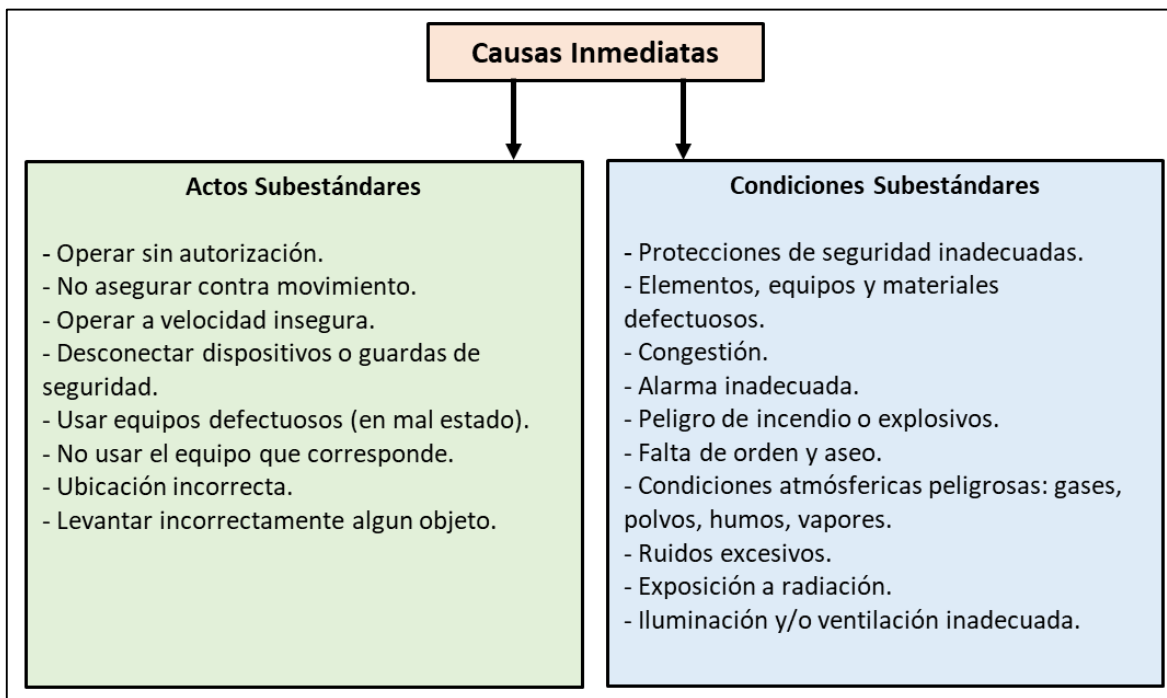


Figura 5.17. Clasificación de causas inmediatas de accidentes (Núñez, 2016).

Causas básicas

Las causas básicas corresponden al problema real, y son la respuesta a la generación de actos y condiciones subestándares. De igual manera, aquellas causas que explican el por qué la gente no hace lo que debe realizar de forma correcta, se denominan factores. Las condiciones subestándares se producen por los llamados factores de trabajo.

En la **Figura 5.18**, se resumen los principales problemas que involucran los factores personales y de trabajo, correspondientes a las causas básicas de accidentes.

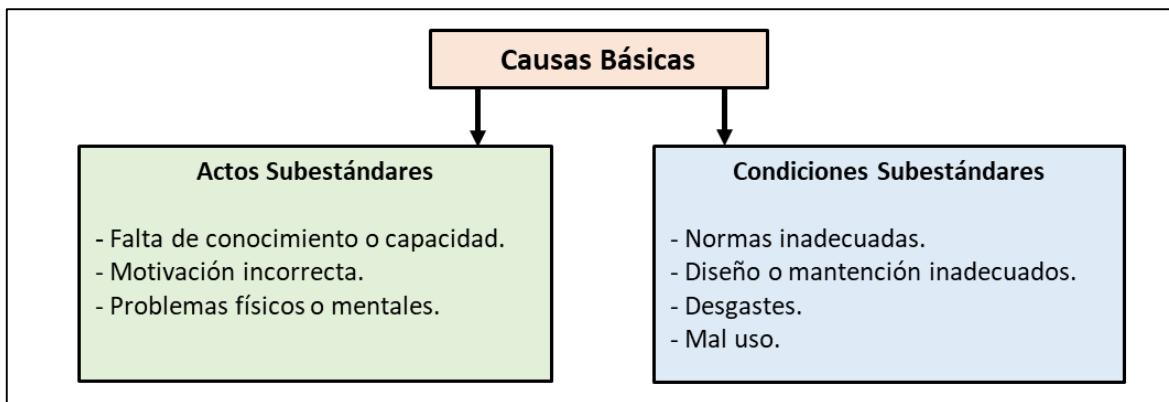


Figura 5.18. Clasificación de causas básicas de accidentes (Núñez, 2016)

5.2.4.2. Modelos de causalidad de accidentes

Existen varios modelos que ayudan a comprender mejor las causas de los accidentes, destacándose dentro de ellos, por su simpleza práctica y efectividad, el modo de causalidad de pérdidas accidentales desarrollado por Frank E. Bird Jr, a partir del modelo H.W. Henrich, establecido a principios de 1930 (Chávez, 2013).

Modelo de Frank E. Bird Jr.

El modelo de Bird se basa en el principio de la multicausalidad, donde se señala que los problemas en general, y los accidentes en particular, nunca son el resultado de una sola causa. El modelo busca las causas de las pérdidas dentro de la empresa, ya que ésta debe implementar internamente las medidas de control que sean necesarias para prevenir la ocurrencia de accidentes. Esto último se podría entender como una limitación del modelo, ya que no explicaría la ocurrencia de accidentes originados por factores externos a la empresa, pero prevalece la idea de que una buena gestión constituye la base de la prevención de accidentes al interior de ésta.

En la **Figura 5.19**, se presenta gráficamente el modelo de Bird.

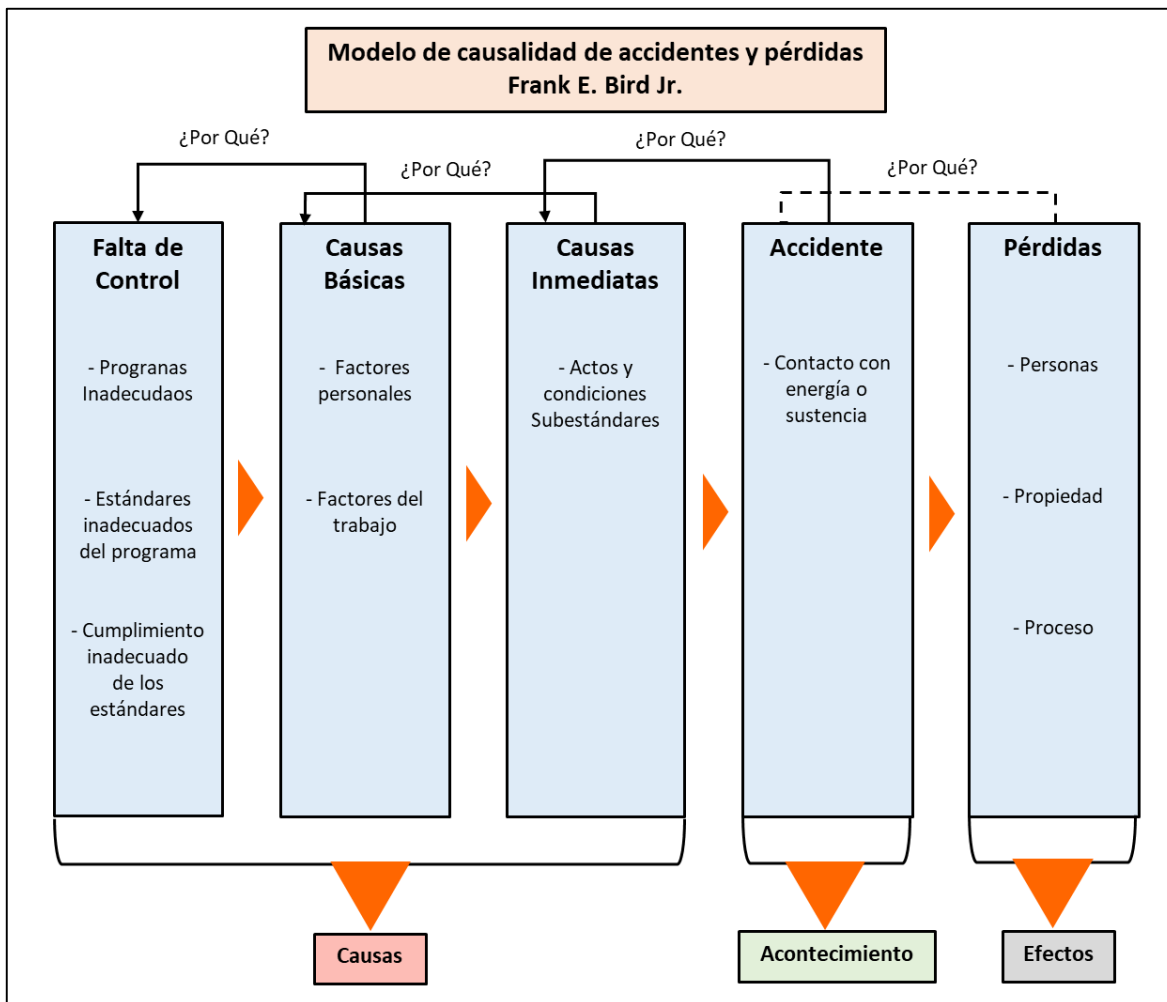


Figura 5.19. Modelo de causalidad de accidentes y pérdidas de Frank E. Bird (Chávez, 2013).

- **Concepto de pérdida:** corresponde a la valoración económica y no económica, de todos los distintos efectos (físicos, psicológicos, económicos, legales, funcionales, ambientales, etc.), de los accidentes, que deriven de los daños a personas y/o bienes de la empresa, incluidos aquellos relacionados con las interrupciones y paralizaciones de los procesos.
- **Falta de control:** es el origen de todo el fenómeno accidental y de las pérdidas que de él resultan. La falta de control se enfoca hacia personas, sistemas, programas y procesos, ya que responde a las preguntas: ¿Por qué se producen los factores personales? y ¿por qué se producen los factores de trabajo?

Variaciones al modelo de Bird.

El modelo de Bird corresponde a un modelo “probabilístico”, en el sentido que no siempre que exista una condición subestándar ocurrirá necesariamente un accidente. De la misma manera, no siempre que alguien incurra en un acto subestándar, se producirá necesariamente un accidente. Al revés, es determinístico; es decir, cada vez que se produce un accidente habrá al menos una causa inmediata que lo haya provocado, con las consiguientes causas básicas y falta de control. El modelo modificado se muestra en la **Figura 5.20.**

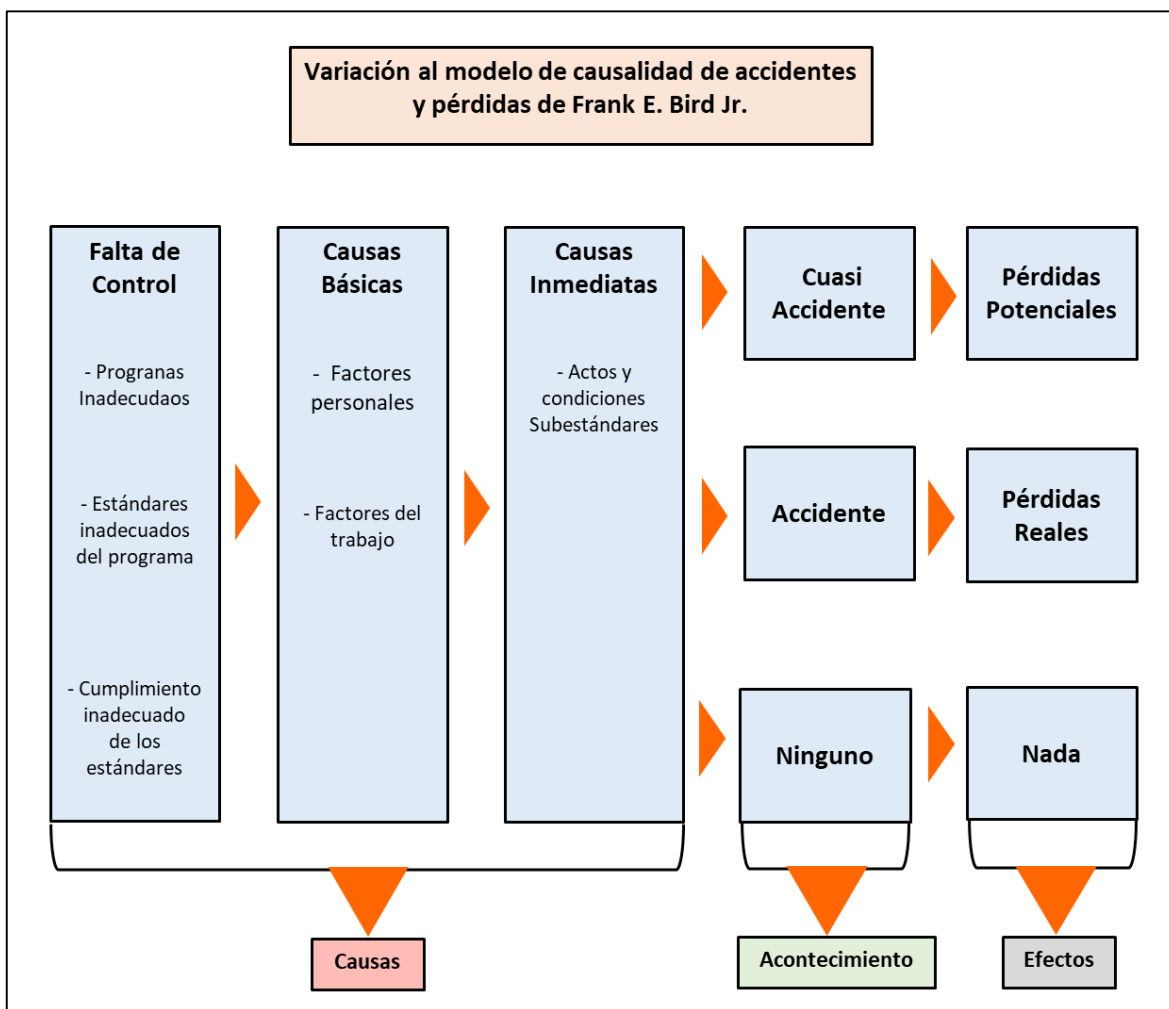


Figura 5.20. Variación al modelo original propuesto por Frank E. Bird (Chávez, 2013).

Modelo de causalidad de NOSA

El modelo sudafricano conocido como NOSA (National Occupational Safety Association), utiliza el esquema que se muestra en la **Figura 5.21** y tiene las mismas raíces que el modelo de Bird (Chávez, 2013). El NOSA utiliza el conocido efecto dominó, que originalmente utilizó H. W. Henrich (Chávez, 2013), con el propósito de separar o distinguir las lesiones y daños, del costo que éstos representan.

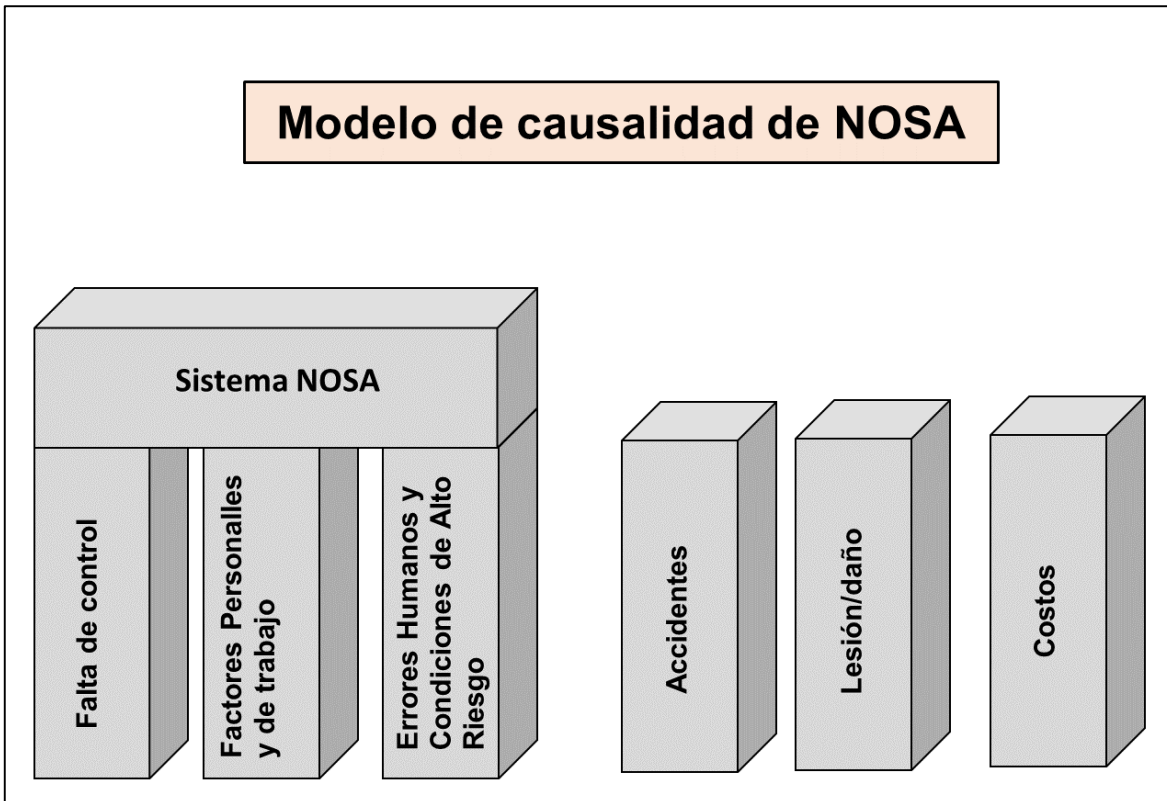


Figura 5.21. Modelo de causalidad de NOSA (Chávez, 2013).

5.2.5. Análisis de riesgo geomecánico

Los riesgos mineros pueden definirse como una serie de sucesos imprevistos que pueden afectar en forma notable, un proyecto o un sector productivo. La ocurrencia de estos sucesos muchas veces está asociada a la presencia de una condición geotécnica – geomecánica desfavorable. En consecuencia, es de vital importancia identificar las potenciales fuentes del riesgo (peligro) geomecánico.



Riesgo Geomecánico

El riesgo geomecánico se define como la probabilidad de que ocurran siniestros geotécnicos multiplicada por las consecuencias que generan este tipo de fenómenos, que pueden equivaler a daños en personas, equipos y/o instalaciones. Estos siniestros se asocian directamente a los peligros de caída y/o proyección de rocas, los cuales no se pueden eliminar completamente, debido a que la mayoría de las veces, no se detectan durante el avance de las excavaciones.

Los desprendimientos de rocas (caídas de rocas), constituyen peligros de gran magnitud en ambientes mineros subterráneos; en consecuencia, es necesario reconocer las distintas condiciones de terreno que permiten la generación de este tipo de fenómeno. En la **Tabla 5.2**, elaborada a partir de la información entregada por el Consejo Internacional de Minería y Metales (ICMM, 2020), se entrega una relación entre los tipos de accidentes y el número de fatalidades acumulados de los distintos países pertenecientes al “ICMM”.

Tabla 5.2. Relación entre los accidentes y el número de fatalidades expresado en porcentaje (ICMM, 2020).

Tipo de accidente	Porcentaje del total de fatalidades
Caída de rocas	27%
Vehicular	16%
Voladura / incendio	11%
Insolación de energía	11%
Trabajo en altura	11%
Maquinaria	7%
Caída de objetos	5%
Otros	11%

Respecto a los riesgos de caídas de rocas, es importante indicar que, en forma adicional a los factores asociados a causas geotécnicas y geomecánicas del macizo rocoso, se evidencia que, algunas operaciones unitarias propias de la minería, tales como la perforación y voladura, poseen gran incidencia en la generación de zonas inestables y caídas de roca desde el contorno de una excavación, determinadas por los siguientes factores (Jeremic, 1987):



- Vibraciones generadas por la voladura. Estas vibraciones pueden ocasionar el fracturamiento del macizo rocoso, pudiendo gatillar caídas de rocas. Esto es de gran importancia cuando se realizan perforaciones de gran diámetro.
- Voladuras en cámaras de explotación y galerías que generalmente producen sobre – excavación, de tal manera que siempre se requerirá acuñar e instalar algún tipo de soporte.
- Voladuras de gran magnitud en macizos rocosos formados por bloques, pueden generar planos de debilidad en las estructuras que los forman, de tal manera que se produce una disminución de la resistencia original de las mismas.

5.2.6. Concepto de magnitud de riesgo

Las personas inexpertas en el tema evalúan el riesgo de manera diversa. Así, por ejemplo, el riesgo de viajar en avión representa para algunos, un riesgo alto, porque basan su apreciación en las consecuencias fáciles de imaginar, en el caso de que un avión caiga. Otras personas en cambio dirán que el riesgo de viajar en avión es irrelevante, basándose en la consideración única de que la probabilidad de que caiga un avión en vuelo es bastante remota (Chávez, 2013).

Existen varias formas de cuantificar el riesgo (y por ende, determinar su magnitud), pero todas ellas se pueden agrupar dentro de dos metodologías distintas: métodos actuariales y métodos probabilísticos.

Métodos actuariales

Este tipo de cuantificación del riesgo trabaja con frecuencias conocidas de accidentes, en consecuencia, la magnitud del riesgo queda establecida según la **Ecuación 5.1**:

Ecuación 5.1. Magnitud del riesgo.

$$MR = F \times C$$

Dónde:

- **MR** = Magnitud del riesgo (consecuencia/tiempo)
- **F** = Frecuencia (eventos/tiempo)
- **C** = Consecuencias resultantes de un riesgo (consecuencias/evento).



Como ejemplo se puede considerar el riesgo de muerte en accidentes automovilísticos en E.U.A (Oyarzún, 2016):

- Frecuencia: 15 millones de accidentes por año
- Consecuencia: 1 muerte por cada 300 accidentes
- Magnitud del Riesgo = 15×10^6 (accid/año) \times (1 muerte/ 300 accid) = 50.000 (muertes/año).
- Magnitud de riesgo individual = 50.000 (personas/año) / 250 M (personas) = 0.0002 / año, dicho de otra forma: 2 muertes por cada 1×10^5 personas por año (2×10^{-5} por año), que constituye un nivel de riesgo inaceptable según Hambly (Summers, 2000).

Si se considera que una persona en promedio vive 70 años, entonces la magnitud del riesgo por accidentes de tránsito para una persona que vive en EE.UU, durante toda su vida, es de : $= 0.0002$ (1/años) \times 70 (años) = $0.014 = 1.4\%$.

Las suposiciones realizadas en el análisis presentado son (Oyarzún, 2016):

- Participación involuntaria.
- Sexo y edad no son factores.
- Todos tienen la misma exposición al riesgo.
- Probabilidad de morir en accidente uniformemente distribuida en la población (población de 250 millones).
- Esperanza de vida de 70 años.
- Días de la semana, localidad, etc. no son factores....



Métodos probabilísticos.

Estos métodos se sustentan en la determinación de la probabilidad de cada evento causal, para derivar de ahí la probabilidad de falla de todo el sistema. En general, la metodología se basa en calcular la magnitud del riesgo a bienes físicos y a personas como, tal como se detalla en las **Ecuaciones 5.2 y 5.3**:

Ecuación 5.2. Magnitud del riesgo a bienes físicos.

$$MR = P \times C$$

Ecuación 5.3. Magnitud del riesgo a personas.

$$MR = P \times E \times C$$

Dónde:

- **MR** = Magnitud del riesgo.
- **P** = Probabilidad o esperanza estadística de que se produzcan las consecuencias asociadas al riesgo.
- **E** = Exposición de las personas frente a un determinado peligro.
- **C** = Consecuencias resultantes de un riesgo.

En el caso del riesgo a las personas, es interesante considerar el concepto de “**exposición**” al suceso peligroso, que es un factor que de hecho incide en la probabilidad. En efecto, el riesgo de volar en avión es mayor para el piloto o la tripulación de éste, que, para los pasajeros, ya que los primeros se ven más expuestos al peligro con respecto a los segundos, lo cual incide sobre las probabilidades de que las pérdidas o consecuencias, afecten más a unos que a otros.



5.2.7. Criterios de aceptabilidad del riesgo, nacionales e internacionales

Algunos expertos han analizado estadísticamente datos históricos y han llegado a estimar algunos riesgos equivalentes. Por ejemplo, viajar 16 km en bicicleta; 480 km en automóvil; 1400 km en avión; vivir dos días en Nueva York o comer cien filetes asados, representan riesgos de muertes equivalentes. Todos, aunque por causas diferentes, aumentan el riesgo de muerte en 1/1.000.00. Por ejemplo, en la **Tabla 5.3**, Hambly & Hambly han estimado los riesgos a la vida de las personas como consecuencia de accidentes, al desarrollar diversas actividades cotidianas, comparado con el riesgo de muerte de personas dentro de distintos estratos de edad.

Percepción del riesgo

A partir de la **Tabla 5.3**, se evidencia que el riesgo de muerte al andar en bicicleta equivale a diez veces el riesgo de conducir un automóvil.



Tabla 5.3. Riesgo vital por accidente y enfermedad (Summers, 2000).

Muerte por accidente o desgracia personal (por millón)	0.03	0.1	0.3	1	3	10	30	100	300	1000
Realizar actividades del hogar	3 h	10 h								
Viajes:										
A pie al costado de la carretera	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h					
En bus	3 h	10 h								
En tren	1 h	3 h	10 h	10 h						
En auto	20 min	1 h	3 h	3						
En avión			1 viaje	viajes						
En bicicleta	2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h				
En motocicleta		2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h			
En helicóptero		2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h			
Trabajos:										
De oficina	3 h	10 h								
Manuales	1 h	3 h	10 h	1 h	3 h	10 h				
De alto riesgo	2 min	6 min	20 min							
Pasatiempos:										
Football	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h					
Esquí o boxeo	2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h				
Canotaje			2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h		
Ciclismo de montaña			40 s	2 min	6 min	20 min	1 h	3 h	10 h	
Fumar cigarrillos			3 cigs	10 cigs	30 cigs					10 h
Muerte por enfermedad (por millón)	0.03	0.1	0.3	1	3	10	30	100	300	1000
Intervalo de edad			0 - 24	25- 34	35-44	45-54	55-64	65-74	75-84	>85



Aceptabilidad del riesgo

El riesgo de accidente fatal (FAR) corresponde a la medida que generalmente se utiliza para indicar el número probable de fatalidades dentro de un conjunto de 1000 personas que trabajan 100.000 horas cada una (tiempo de vida aproximado, = 250 (días/año) x 8 (hrs/día) x 50 (años). Hambly ha determinado los riesgos de accidentes fatales (FAR) para diversas actividades en el Reino Unido, ver **Tabla 5.4**. Los niveles de riesgo destacados en los cuadros sombreados de la **Tabla 5.4**, representan los valores tolerables determinados por el Departamento de Salud y Seguridad del Reino Unido (UK HSE) (Summers, 2000), y muestran que muchas de las actividades que se aceptan y consideran seguras, tales como viajar en automóvil, tienen un riesgo de accidente fatal que prácticamente duplica el riesgo que se experimenta en la industria minera del carbón.

Tabla 5.4. Riesgo por accidentes fatales en Reino Unido (Summers, 2000).

Actividad	Riesgo de muerte x 10 ⁻⁸ H.H (FAR)
Escalar una montaña	4000
Viajar en helicóptero	500
Viajar en motocicleta	300
Construcción a gran altura	70
Límite de riesgo tolerable de 1/1000 por año de trabajo (asumiendo 2000 horas de trabajo por año)	50
Fumar	40
Caminar al costado de una carretera	20
Viajar en avión	15
Viajar en automóvil	15
Minería de carbón (Reino Unido)	8
Viajar en tren	5
Construcción (promedio)	5
Industria manufacturera	4
Viajar en bus	1
Límite tolerable de 1/10.000 por año, cerca de peligros de gran magnitud	1
Límite tolerable de 1/100.000 por año, cerca de una planta nuclear	0.1
Bomba terrorista en una calle de Londres	0.1

Otros niveles de aceptabilidad de riesgo (Oyarzún, 2016), corresponden a los definidos en la **Tabla 5.5** y **Figura 5.22**.

Tabla 5.5. Niveles de aceptabilidad de riesgo (Oyarzún, 2016).

Riesgo individuales	Magnitud del riesgo (1/año)
Aceptables: Actividades de corta duración Riesgos ocupaciones Riesgos públicos	$< 10^{-6}$ ($< 10^{-2}$ /hora) $< 10^{-3}$ $< 10^{-4}$
De Minimis (Despreciables)	$< 10^{-6}$
Intermedios	Decisiones basadas en costo-beneficio de las alternativas

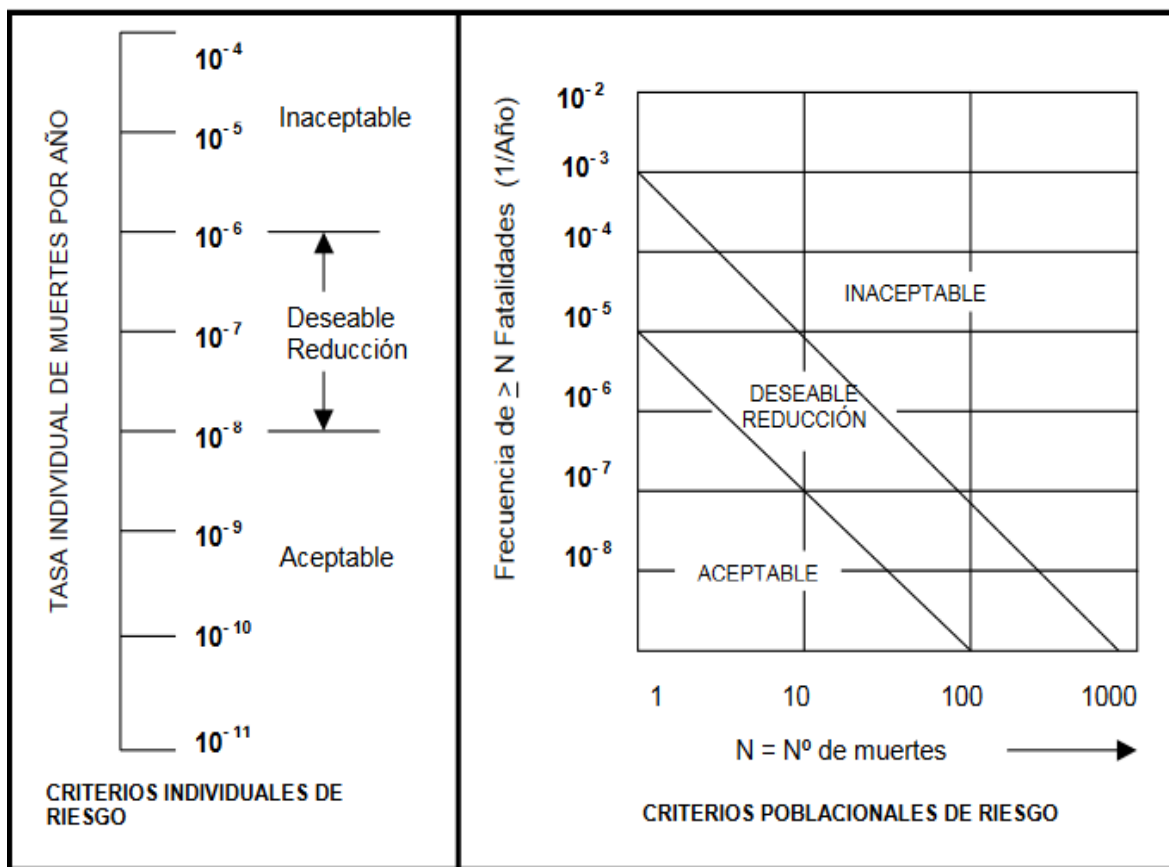


Figura 5.22. Criterios de aceptabilidad de riesgos por peligro químico en los Países Bajos (Oyarzún, 2016).



Los criterios de aceptabilidad son distintos (no estandarizados), según el país, tal como se presenta en la **Tabla 5.6**.

Tabla 5.6. Criterios de aceptabilidad establecidos en diferentes países (Cornwell & Meyer, 1997).

País	Criterio de aceptabilidad de riesgo
Australia	Riesgo individual $< 1.0 \times 10^{-6}$ por año, se define como aceptable. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-5}$ por año, se define como inaceptable.
Japón	Riesgo individual $< 1.0 \times 10^{-5}$ por año, se define como aceptable. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-5}$ por año, se define como inaceptable.
Reino Unido	Riesgo individual $< 1.0 \times 10^{-6}$ por año, se define como aceptable. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-5}$ por año, es inaceptable para pequeños desarrollos. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-6}$ por año, es inaceptable para grandes desarrollos.
Países Bajos	Riesgo individual $< 1.0 \times 10^{-8}$ por año, se define como aceptable. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-5}$ por año, es inaceptable para estructuras existentes. Riesgo individual $> 1.0 \times 10^{-6}$ por año, es inaceptable para nuestras estructuras.

5.2.7.1. Proceso de aceptabilidad del riesgo en la industria minera

Las empresas mineras responsables, consideran inaceptables las lesiones graves y/o muerte de los trabajadores, en consecuencia, orientan todos sus esfuerzos a la prevención de los accidentes.

La aceptabilidad constituye el principio con el que se compromete la prevención de riesgos operacionales y las inspecciones y procedimientos, adoptados dentro su gestión. La pregunta que cabe hacer es (Summers, 2000): *¿hasta qué punto se debe considerar el rediseño en una mina, con el propósito de controlar los riesgos?*

Bajo tales circunstancias, los ejecutivos de las empresas recurren a otros criterios de aceptabilidad, como el CRITERIO ALARP (que significa: “Tan bajo como razonablemente practicable”, “AS LOW AS REASONABLY PRACTICABLE”), el cual se muestra en la **Figura 5.23**. Este criterio se fundamenta sobre la base de que sería muy costoso implementar todas las estrategias de gestión de riesgo, con el propósito de eliminarlo.

ALARP puede ser utilizado con el propósito de justificar niveles existentes de riesgo, y se puede considerar una buena alternativa cuando no se poseen estudios detallados, o cuando los criterios de aceptabilidad de riesgo no son justificables. Esta metodología establece que todas las medidas deben ser implementadas, a menos que los costos sean desproporcionados con respecto a los beneficios ganados.

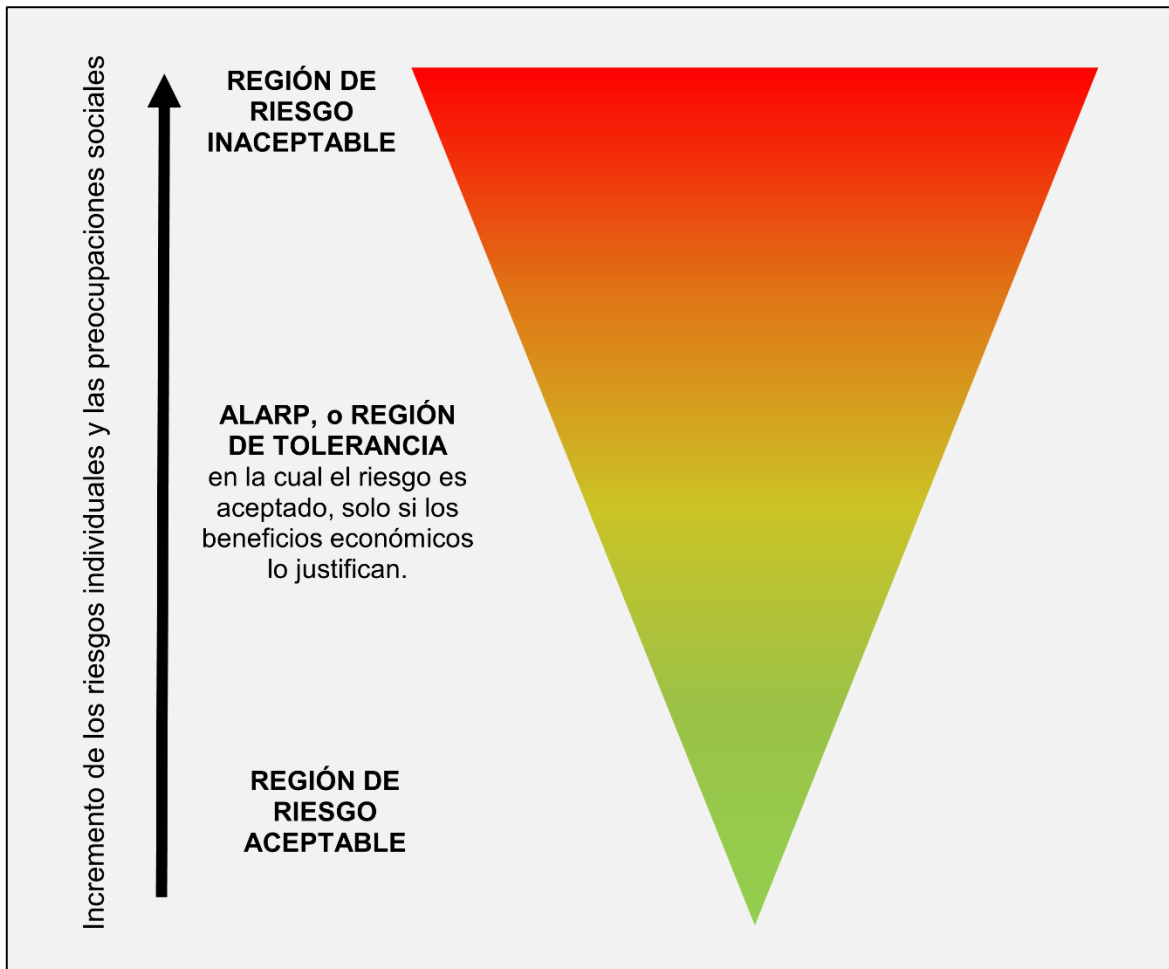


Figura 5.23. Modelo ALARP de aceptabilidad de niveles de riesgo (modificado de Hadjigeorgiou, 2019).



5.2.8. Metodologías de análisis de riesgos.

Todas las metodologías de análisis de riesgos pueden ser clasificadas o cuantificadas, usando distribuciones de probabilidad con modelos numéricos; o a través de métodos cualitativos, los que generalmente utilizan sistemas de clasificación para obtener un índice o ranking de riesgos. Aun cuando los análisis de tipo cuantitativo se han utilizado en forma extensiva en ciertas industrias, y tienen su espacio en la minería, lo más común es realizar estudios del tipo cualitativo con el propósito de determinar las mayores influencias y situaciones a ser examinadas. Los análisis de tipo cuantitativo se deben desarrollar, siempre y cuando exista suficiente justificación de su uso, con respecto a la realización de análisis subjetivos, debido al considerable tiempo y recursos que involucra el primer tipo de análisis.

En la **Figura 5.24** se presentan las etapas típicas de un análisis de riesgo, y se ilustra la relación entre los análisis del tipo cuantitativo y cualitativo (Summers, 2000).

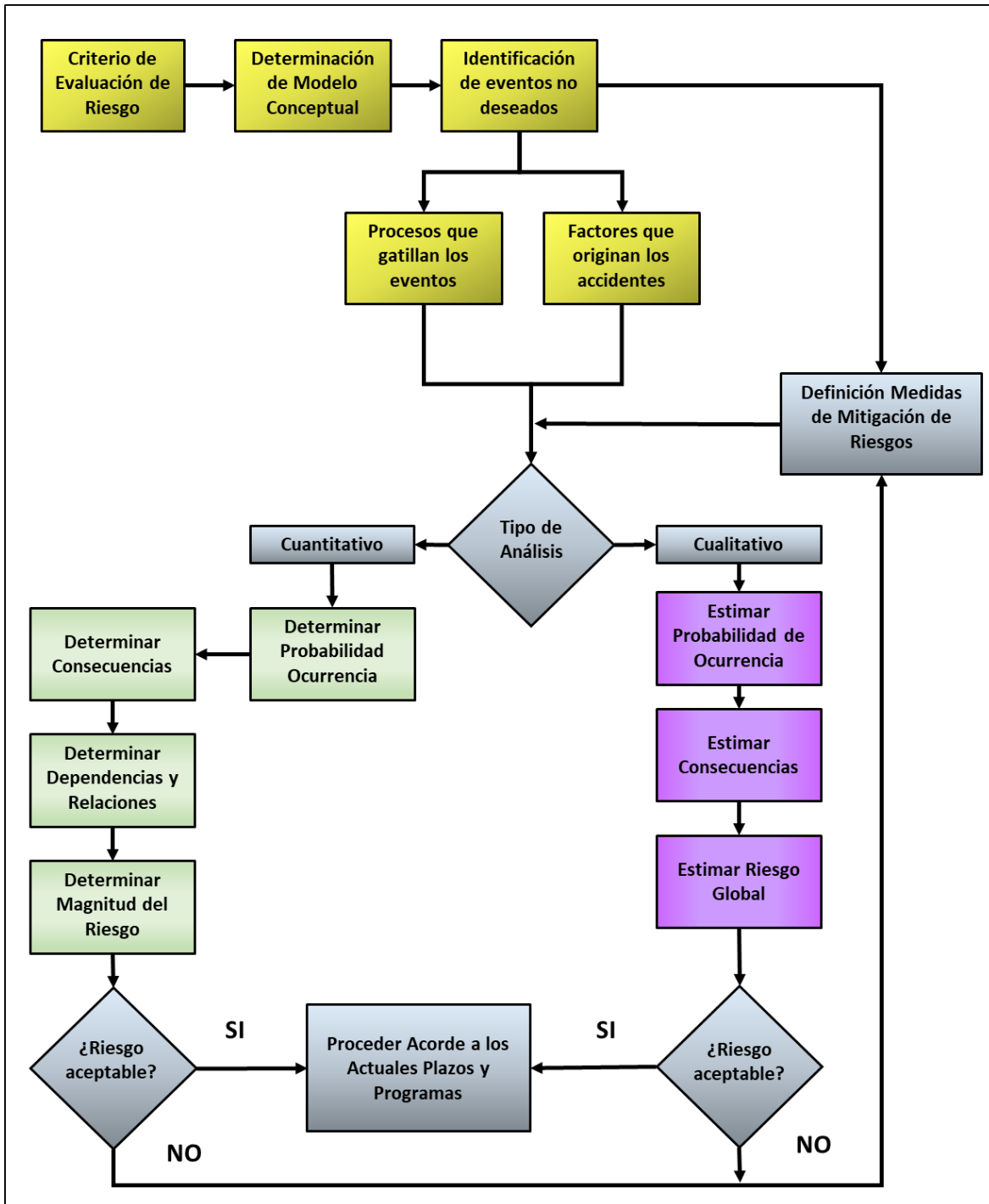


Figura 5.24. Diagrama de Flujo de Análisis de Riesgo (Summers, 2000).



5.2.8.1. Análisis cualitativo de riesgos

Existe una gran cantidad de técnicas usadas en la práctica para el desarrollo de un análisis de riesgo de tipo cualitativo.

Las etapas más importantes en un análisis de riesgo corresponden a:

- Definición del problema
- Identificación del problema
- Determinación de riesgos
- Gestión de riesgos

El mayor logro de un análisis de riesgos de tipo subjetivo, corresponde a un registro que documenta cada peligro.

Definición del problema

La definición del alcance del análisis es prerequisite para asegurar que todas las partes involucradas comprendan los asuntos que serán examinados, y posean una definición clara de los potenciales logros. Algunas de las herramientas disponibles para generar una comprensión general de los componentes y estructuras de un diseño minero subterráneo, son:

- Mapa conceptual: Mapa de las etapas principales, fases o controles del ciclo de extracción.
- Diagrama de influencia: Representación no estructurada de los nexos y dependencias entre las propiedades, procesos y controles de diseño.
- Árbol lógico: Representación jerárquica de las propiedades, procesos y controles de diseño de la extracción

De estas tres herramientas, las más utilizadas corresponden al mapa conceptual y árbol lógico. Los diagramas de influencia son más utilizados para estructuras pensamientos e ideas (“Brain Storming”). El uso de mapas conceptuales y árboles lógicos, permiten dividir el problema en secciones administrables.



Identificación del problema

La identificación corresponde al componente más importante del análisis de riesgo; un riesgo que no es identificado no puede ser clasificado ni gestionado adecuadamente. Existe un cierto número de técnicas usadas en la identificación de riesgos, las cuales corresponden a las siguientes metodologías de análisis subjetivo (Lilly, 2007):

- Checklists (lista de chequeo del proceso/sistema)
- Auditorias técnicas de seguridad.
- índices Dow y Mond.
- Análisis preliminar de riesgos (PHA).
- “Qué pasaría si...” (“what if...”).
- Estudios de riesgos y operabilidad (HAZOP).
- Análisis de modos de falla, efectos y criticidad (FMECA).
- Árbol de falla (FTA).
- Árbol de eventos (ETA).
- Análisis de causa – consecuencia.
- Análisis de error humano.

La **Tabla 5.7** describe la aplicación de los distintos métodos de análisis de riesgos en las diferentes etapas de un proyecto específico.



Tabla 5.7. Descripción de la aplicación de los distintos métodos de identificación de riesgos en las diferentes etapas de un proyecto específico (Lilly, 2007).

Estudio	Fase					
	Perfil	Ingeniería Conceptual	Ingeniería Básica	Ingeniería Detalle	Construcción y montaje	Puesta en Marcha
Checklist	✓	✓	✓	✓	✓	✓
Auditorias seg.			✓	✓	✓	✓
Dow y Mond				✓		
PHA	✓	✓	✓			
What if...	✓	✓	✓	✓	✓	✓
HAZOP		✓	✓	✓	✓	✓
FMECA			✓	✓	✓	
Árbol de falla			✓	✓		✓
Árbol de eventos			✓	✓		✓
Causa - cons.			✓	✓		✓
Error humano			✓	✓	✓	✓

Descripción de las metodologías de identificación de riesgos

- **Checklists (proceso/sistema).**

La metodología checklist corresponde a una lista diseñada para evaluar aspectos específicos de una instalación que incluye entre otros: productos, equipos, procedimientos, mantenimiento, protección, etc.

- **Auditorías técnicas (revisión) de seguridad.**

Corresponde a una inspección detallada de una instalación realizada por un equipo técnico, el cual examina aspectos, tales como: equipos, procedimientos operaciones, mantenimiento, servicios industriales, protección contra incendios, etc.

- **Índices Dow – Mond.**

Método de evaluación de riesgos especialmente aplicable a plantas de procesos químicos. El método valora positiva o negativamente, características específicas de la planta incluyendo materiales procesados, presión y temperatura, sistemas de protección, etc.



- **Análisis preliminar de riesgos (PHA).**

Corresponde a un estudio “macroscópico” de riesgos y sus posibles causas y consecuencias. El método examina reactividad/toxicidad de materias primas y productos, equipos, operaciones, procedimientos, sistemas de protección, etc.

- **¿Qué pasaría si...?”.**

La metodología “what if...”, toma una variedad de formas, y corresponde esencialmente a un análisis grupal en el cual los participantes examinan un sistema o subsistema, con el objeto de identificar potenciales riesgos. En general, el método consiste en una revisión sistemática de una instalación basándose en situaciones hipotéticas, las cuales se originan por medio de la pregunta ¿Qué pasaría si... (por ejemplo, falla la fortificación instalada)?

- **Estudios de riesgos de operabilidad (HAZOP).**

HAZOP (“Hazard and operability”) corresponde a una metodología ampliamente usada en aplicaciones de procesos, y se ha utilizado en plantas mineras de procesamiento. También se puede usar como una herramienta de análisis de procesos rutinarios, como los de mantenimiento. La metodología HAZOP corresponde a un estudio sistemático de riesgos basado en el método de palabras guías. El uso de palabras guías genera desviaciones con respecto a la intención de diseño, las cuales son examinadas a fin de determinar posibles causas y consecuencias.

- **Análisis de modos de falla, efectos y criticidad (FMECA).**

Método sistemático que analiza las diferentes formas (modos) en que un equipo puede fallar, así como la respuesta (efecto) del sistema a dichas fallas. Generalmente errores humanos o de operación no son examinados en un FMECA. Sin embargo, los efectos de errores operaciones son descritos a través de un modo de falla específico.

- **Árbol de fallas (FTA).**

Método deductivo basado en diagramas lógicos que ilustran la relación entre los eventos básicos (causas) y el evento final (accidente). Cada evento intermedio es analizado hasta que sé que determinan las causas básicas del evento final. El método toma en cuenta las fallas de los equipos y los errores humanos en el análisis del accidente.



- **Árbol de eventos (ETA).**

Método deductivo enfocado en evaluar los posibles resultados de un accidente a partir de un evento inicial. El método desarrolla una secuencia de eventos, que describe las posibles consecuencias del evento inicial, tomando en consideración la operación exitosa o falla de los sistemas de protección existentes.

- **Análisis de causa – consecuencia.**

Corresponde a una metodología que combina las técnicas FTA y ETA para desarrollar una secuencia de eventos que ilustra las consecuencias específicas de un evento inicial y las posibles causas básicas.

- **Análisis de error humano.**

Conjunto de técnicas cualitativas y especializadas las cuales están basadas en el análisis de tareas y comportamiento humano.

La **Tabla 5.8** presenta una descripción de las características principales de las metodologías cualitativas de análisis de riesgos.



Tabla 5.8. Características principales de las metodologías cualitativas de análisis de riesgo (Lilly, 2007).

Metodología	Objetivo	Aplicación	Resultados	Información requerida	Personal	Duración
CHECKLISTS	<ul style="list-style-type: none"> Identificar los riesgos más comunes relacionados con la instalación. Asegurar cumplimiento con procedimientos operacionales. 	<ul style="list-style-type: none"> Fases de diseño y construcción. Durante arranque, parada y operación normal de la planta. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Resultados dan respuesta (SI/NO) a preguntas específicas respecto a ciertos riesgos y aspectos operacionales. 	<ul style="list-style-type: none"> Manual de procedimientos. Conocimientos de la planta o sistema. 	<ul style="list-style-type: none"> Checklist debe ser preparada por una o más personas con experiencia y conocimiento de la planta y procedimientos. Revisión puede ser realizada por una sola persona 	<ul style="list-style-type: none"> Checklist es fácil de usar y genera resultados relativamente rápidos. Es uno de los métodos más económicos de identificación de riesgos.
AUDITORÍAS	<ul style="list-style-type: none"> Identificar desviaciones de procedimientos y operaciones y mantenimiento. Identificar riesgos asociados con modificaciones, cambios en la operación y procesos. Evaluar la efectividad de los programas de mantenimiento y seguridad 	<ul style="list-style-type: none"> Plantas de riesgo moderado/alto son inspeccionadas cada 2 – 3 años. Plantas de bajo riesgos cada 5 – 6 años. Inspecciones más frecuentes son necesarias para actualizar o examinar situaciones especiales descubiertas en auditorías anteriores. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Lista de deficiencias y recomendaciones con procedimientos, equipos, mantenimiento, seguridad, etc. 	<ul style="list-style-type: none"> Normas y estándares aplicables a la instalación. Descripción detallada de la planta (planos, instrumentación, diagramas de flujo, etc.). Manual de procedimientos operacionales (operación normal y emergencias). Informes de accidentes y cuasi-accidentes. Records de mantenimiento de equipo e instrumentación crítica. Entrevista con personal de planta 	<ul style="list-style-type: none"> Equipo de 2 – 5 personas con buen conocimiento de normas y estándares de ingeniería. Integrantes del equipo deben tener experiencia en operaciones instrumentación, sistemas eléctricos y otras especialidades. 	<ul style="list-style-type: none"> Auditoría completa toma al menos una semana dependiendo de la complejidad de la planta. Equipo auditor debe disponer de suficiente tiempo para permitir revisión detallada de equipos y procedimientos.
INDICES DOW-MOND	<ul style="list-style-type: none"> Evaluar una planta de proceso, basándose en el nivel de riesgo de la instalación Categorizar planta / unidad de acuerdo a un índice de riesgo relativo (Dow – Mond) 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la fase de diseño a fin de identificar áreas vulnerables y especificar tipo de protección más adecuado. Durante la operación normal a fin de proveer información adicional sobre ciertos riesgos operacionales. 	<ul style="list-style-type: none"> Cuantitativos con respecto a riesgos (categorización relativa); cualitativos con respecto a aspectos específicos de la instalación. 	<ul style="list-style-type: none"> Plano actualizado de la planta. Conocimiento detallado del proceso. Guía de evaluación / índice Dow – Mond. Valor reemplazo de planta / equipos y pérdida de producción 	<ul style="list-style-type: none"> Método puede ser aplicado por un solo ingeniero o técnico con experiencia en procesos y buen conocimiento de la planta. 	<ul style="list-style-type: none"> Duración y costo dependen del número y complejidad de las unidades que se pretende analizar. Un técnico calificado puede completar dos o tres unidades de proceso (complejidad promedio) en una semana.
PHA (Análisis Preliminar de riesgo)	<ul style="list-style-type: none"> Identificación preliminar de riesgos. Ayudar en la selección final del proceso, materiales y productos a ser utilizados, ubicación de la planta, etc. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la etapa de desarrollo de un proyecto, cuando sólo algunos elementos básicos están definidos. Nuevos procesos y operaciones donde no existe experiencia (propia) previa. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Lista de riesgos, causas, consecuencias y recomendaciones (al grupo de diseño) para reducir el nivel de exposición a eventos accidentales. 	<ul style="list-style-type: none"> Criterio general de diseño. Especificaciones de equipos y materiales. Layout preliminar. 	<ul style="list-style-type: none"> Uno o dos ingenieros con experiencia en proyectos, identificación de riesgos mayores, seguridad y protección. 	<ul style="list-style-type: none"> Varios días dependiendo de la complejidad del proyecto. El tiempo requerido es pequeño comparado con otros métodos de identificación de riesgos.



Tabla 5.8 (continuación). Características principales de las metodologías cualitativas de análisis de riesgo (Lilly, 2007).

Metodología	Objetivo	Aplicación	Resultados	Información requerida	Personal	Duración
¿QUE PASARIA SI...? ("What if...?")	<ul style="list-style-type: none"> Identificar secuencias de eventos que pudieran resultar en accidentes. Identificar riesgos y consecuencias, posibles métodos para reducirlos y/o minimizar las consecuencias. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante las etapas de diseño, pre-arranque ya a través de la fase operacional de la planta. Útil para examinar modificaciones a instalaciones existentes. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Lista de posibles accidentes, consecuencias y posibles soluciones. 	<ul style="list-style-type: none"> Descripción detallada de la planta y/o sistema. Planos, diagramas de flujo, etc. Manual de procedimientos operacionales. 	<ul style="list-style-type: none"> Dos o tres personas con experiencia en proceso, operaciones y seguridad. 	<ul style="list-style-type: none"> Varios días o semanas dependiendo de la complejidad de la planta y número de sistemas analizados.
HAZOP (Estudios de Riesgos y Operabilidad)	<ul style="list-style-type: none"> Identificar riesgos y problemas de operación 	<ul style="list-style-type: none"> A través de la vida operacional de la planta. Resultados óptimos cuando se aplica a plantas nuevas durante la etapa final de diseño. Útil para analizar modificaciones a instalaciones existentes. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Resultados incluyen identificación de riesgos y problemas de operación, mejoras en equipo y procedimientos, y recomendaciones para analizar en más detalle situaciones complejas. 	<ul style="list-style-type: none"> Descripción detallada de los procesos y operaciones de la planta. Planos, instrumentación, diagramas de flujo, etc. Manual de procedimientos operacionales (arranque, parada, operación normal, emergencias). 	<ul style="list-style-type: none"> Equipo típico formado por 5-6 personas. Mínimo de tres personas para plantas pequeñas y relativamente simples. Experiencia en operaciones, instrumentación y seguridad. 	<ul style="list-style-type: none"> Puede tomar varias semanas en el caso de instalaciones complejas. Estudio típico es de 3 horas por cada equipo mayor. Debe considerarse tiempo adicional para planificar, coordinar y recopilar información necesaria para el estudio.
FMECA (Análisis de Modos de Fallas y Efectos)	<ul style="list-style-type: none"> Identificar modos (tipos) de fallas de equipos y/o sistemas, modos de falla y sus efectos en la operación de la planta. Identificar efectos potenciales asociados con cada tipo de falla. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la fase de diseño, construcción y operación de la planta. Como suplemento de estudios más detallados tales como HAZOP o FTA. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Listado sistemático de equipos/sistemas, modos de falla y sus efectos en la operación de la planta. Análisis puede ser cuantitativo si se dispone de probabilidades de falla de equipo. 	<ul style="list-style-type: none"> - Lista de equipos y/o sistemas. - Buen conocimiento de la función del equipo y sistema/planta al cual el equipo pertenece. 	<ul style="list-style-type: none"> - Típico, son dos analistas para un sistema de complejidad moderada. - Personal debe ser familiar con los diversos tipos de fallas de equipos y sus efectos en otras partes del sistema. 	<ul style="list-style-type: none"> - Depende del número de sistemas bajo estudio. Una hora por cada 2-3 ítems de equipo, es un buen promedio.
FTA (Árbol de Fallas)	<ul style="list-style-type: none"> Identificar fallas de equipos y errores humanos que pudieran resultar en un evento accidental. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la etapa de diseño para descubrir fallas que resultan de la combinación de fallas de equipos, instrumentación, etc. Durante la operación normal de la planta para identificar combinaciones de fallas para eventos específicos. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Lista de equipos y/o errores operacionales que pueden convertirse en accidentes. Resultados pueden ser cuantificados si se dispone de información referente a probabilidad de falla de equipo y error humano. 	<ul style="list-style-type: none"> Buen conocimiento del funcionamiento de la planta y sus componentes. Buen conocimiento de los tipos de fallas y sus efectos sobre otras partes del sistema. 	<ul style="list-style-type: none"> Familiar con la construcción de árboles de fallas y su teoría. Uno o dos ingenieros pueden construir el diagrama lógico y definir las fallas que contribuyen al evento accidental. Equipo técnico es requerido si el sistema analizado requiere construcción de muchos, y complejos árboles de falla. 	<ul style="list-style-type: none"> Directamente proporcional a la complejidad de los sistemas analizados y al nivel de profundidad del estudio. Sistemas complejos, con varios eventos accidentales, pueden tomar varias semanas aún con un equipo experimentado.



Tabla 5.8 (continuación). Características principales de las metodologías cualitativas de análisis de riesgo (Lilly, 2007).

Metodología	Objetivo	Aplicación	Resultados	Información requerida	Personal	Duración
ETA (Árbol de Eventos)	<ul style="list-style-type: none"> Identificar secuencias de eventos que se pueden originar dado un evento inicial (generalmente falla de equipo). 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la etapa de diseño para evaluar accidentes originados por eventos iniciales específicos. Durante operación normal para evaluar si los sistemas de seguridad existentes ofrecen protección adecuada. Útil para evaluar los resultados de posibles fallas de equipos. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Dado un evento inicial, el análisis entrega una lista de aquellos eventos secuenciales que pueden resultar en un accidente. Resultados pueden ser cuantificados si se conoce la probabilidad de las secuencias de eventos y/o probabilidad de ocurrencia de los eventos que lo componen. 	<ul style="list-style-type: none"> Conocimiento de fallas de equipos y/o eventos potencialmente peligrosos. Conocimiento de los sistemas de protección y procedimientos que pueden usarse para reducir las consecuencias. 	<ul style="list-style-type: none"> Los actores deben conocer la metodología ETA. Equipo normalmente compuesto por 2-4 analistas. Experiencia en la operación de los sistemas bajo estudio. 	<ul style="list-style-type: none"> Depende de la complejidad de los eventos iniciales y grado de protección de los sistemas analizados. Para unidades pequeñas, es típico considerar 3-6 días, considerando varios eventos iniciales. Unidades más complejas pueden necesitar 2-4 semanas para evaluar eventos múltiples y la respuesta de los sistemas de protección.
Análisis Causa-Consecuencia	<ul style="list-style-type: none"> Identificar las consecuencias potenciales de un accidente, así como sus causas básicas. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la etapa de diseño para evaluar causas y consecuencias de eventos accidentales. - Durante operación normal para evaluar accidentes potenciales. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Lista de posibles accidentes y posibles causas. Resultados pueden ser cuantificados si se dispone de información acerca de la probabilidad de las causas y consecuencias de los eventos postulados. 	<ul style="list-style-type: none"> Conocimiento de las posibles fallas de un sistema o componente(s) que pudieran resultar en accidentes. Conocimiento de los sistemas de seguridad y procedimientos de emergencia que protegen la instalación bajo estudio. 	<ul style="list-style-type: none"> Conocimiento de las técnicas FTA y ETA. Equipo multidisciplinario compuesto por 2-4 ingenieros con experiencia en operaciones, instrumentación y seguridad. 	<ul style="list-style-type: none"> Depende del número, complejidad y profundidad de los eventos iniciales incluidos en el análisis. Estudios generales para ciertos eventos específicos pueden realizarse en una semana. Estudios detallados pueden necesitar 2-6 semanas.
Análisis Error Humano	<ul style="list-style-type: none"> Identificar posibles errores humanos y sus efectos. Identificar las causas de errores humanos observados. 	<ul style="list-style-type: none"> Durante la etapa de diseño para identificar equipos y tareas que pueden resultar en una alta tasa de errores. Durante la etapa de construcción para evaluar el efecto de modificaciones sobre el desempeño de los operadores. Durante operación normal para identificar el origen de errores observados e identificar aquellos que pueden causar un accidente. 	<ul style="list-style-type: none"> Cualitativos. Listado sistemático de las posibles causas y errores cometidos durante operación normal y bajo condiciones de emergencia. El análisis puede ser cuantitativo si se conoce la probabilidad de la ocurrencia del error y severidad de las consecuencias. 	<ul style="list-style-type: none"> Procedimientos operacionales. Disposición de equipo, alarmas e instrumentación en general. Entrevistas con personal de la planta. Conocimiento de funciones y tareas del personal involucrado en la operación de la planta. 	<ul style="list-style-type: none"> Especialista en análisis de tareas y comportamiento humano. Un solo especialista puede llevar a cabo el análisis dependiendo del alcance del estudio. 	<ul style="list-style-type: none"> Depende del tamaño, complejidad y número de tareas/errores que se pretende analizar. Estudios preliminares normalmente requieren 1-2 horas para analizar posibles errores asociados con un procedimiento específico. Estudios más detallados (tareas interrelacionadas) pueden requerir una o más semanas.



Determinación del Riesgo

La magnitud del riesgo se cuantifica a través de las expresiones matemáticas entregadas anteriormente. En los análisis de tipo subjetivo, las probabilidades y consecuencias se evalúan de acuerdo a clasificaciones como las que se muestran en las **Tablas 5.9 a 5.11**.

Tabla 5.9. Clasificación de probabilidades (Hadjigeorgiou, 2019).

Probabilidad de ocurrencia	Pérdida de daños				
	Insignificante <\$0.01 M	Leve \$0.01 M - 0.10 M	Moderado \$0.10 M - \$1.0 M	Importante \$1 M - \$10 M	Catastrófico >\$10 M
Altamente probable	Bajo	Medio	Alto	Extremo	Extremo
Probable	Bajo	Medio	Alto	Alto	Extremo
Medianamente probable	Bajo	Bajo	Medio	Alto	Alto
Improbable	Bajo	Bajo	Medio	Medio	Alto
Muy improbable	Bajo	Bajo	Bajo	Medio	Medio

Tabla 5.10. Clasificación de consecuencias (Summers, 2000).

Aspecto	Consecuencias			
	Muy leves	Leves	Moderadas	Graves
Impacto Ambiental	Daño localizado	Daños Extendido	Daños Severo	Daño Catastrófico
Seguridad Personal	Sin Lesiones	Lesiones Menores	Lesiones Serias	Fatales
Pérdidas de tiempo (turnos)	0	0 - 500	500 - 600	> 600
Pérdidas Operaciones (M US\$)	< 0.5	0.5 - 2.5	2.5 - 10	> 10
Mineral Procesado (ton)	< 30,000	30,000 - 200,000	200,000 - 500,000	> 500,000
Mineral Explotado (ton)	< 200,000	200,000 - 1 M	1 M - 2 M	> 2 M

Tabla 5.11. Matriz de determinación de riesgos para una mina subterránea (Hadjigeorgiou, 2019).

Probabilidad	Consecuencias				
	Muy leve	Leve	Moderado	Grave	Muy grave
Altamente probable	Moderado	Moderado	Alto	Crítico	Crítico
Probable	Bajo	Moderado	Alto	Alto	Crítico
Medianamente probable	Bajo	Moderado	Moderado	Alto	Alto
Improbable	Bajo	Bajo	Moderado	Moderado	Moderado
Muy improbable	Bajo	Bajo	Bajo	Bajo	Moderado

En forma específica, Carter (2014), presentó una matriz para la determinación del riesgo de falla de un pilar corona de una excavación, tal como se muestra en la **Tabla 5.12**.

Tabla 5.12. Matriz del riesgo de falla de un pilar corona (Carter, 2014).

Probabilidad de Falla del pilar Corona	Consecuencias				
	Muy leve	Leve	Moderado	Grave	Muy Grave
Altamente probable	Alto	Muy alto	Crítico	Crítico	Crítico
Probable	Moderado	Alto	Muy alto	Crítico	Crítico
Medianamente probable	Bajo	Moderado	Alto	Crítico	Crítico
Improbable	Bajo	Bajo	Moderado	Muy alto	Crítico
Muy improbable	Muy bajo	Bajo	Moderado	Alto	Muy alto



5.2.8.2. Análisis cuantitativo de riesgos

Los análisis cuantitativos de riesgos utilizan simulaciones de Monte Carlo o Hiper cubo Latino, y se relacionan con los modelamientos de tipo “Qué pasaría si...” (“what if...”) (Summers, 2000). Sin embargo, la cuantificación de riesgos va más allá de un simple análisis de tipo “What if...”, debido a que estos últimos sólo analizan un número limitado de puntos y sus interacciones. Los escenarios del análisis “What if...” poseen el mismo peso, y no se puede estimar qué tan probable es un escenario comparado con otro. Además, los modelos “What if...” trabajan sólo con combinaciones explícitas predeterminadas, y no pueden examinar todas las interacciones posibles de un determinado número de variables inciertas. Los análisis basados en simulaciones de Monte Carlo, analizan todas las interacciones posibles de las variables de entrada, reproduciendo satisfactoriamente sus intervalos de incertidumbre.

Los análisis cuantitativos permiten al usuario especificar cada variable incierta dentro un rango de valores, definidas a través de distribuciones de probabilidad. Las simulaciones de tipo Monte Carlo e Hiper cubo Latino, se ganaron un espacio en la década pasada por la disponibilidad de potentes herramientas computacionales. Por ejemplo, gran parte de los modelamientos se pueden desarrollar a través de softwares computaciones operables en Microsoft Excel, de tal manera que se pueden definir las distribuciones probabilísticas de una serie de parámetros de entrada, conocidos por la mayoría de los ingenieros de minas.

Vose en 1996 (Summers, 2000) entrega una excelente descripción de los métodos cuantitativos de análisis de riesgos, y resume los beneficios de las simulaciones de tipo Monte Carlo, como:

- Las distribuciones de las variables de los modelos no se deben aproximar.
- Las correlaciones y otras interdependencias se pueden modelar.
- El nivel de matemáticas requerido para desarrollar simulaciones de tipo Monte Carlo, es relativamente básico.
- El computador realiza la mayor parte del trabajo requerido para determinar las variables de salida.
- Existen una serie de softwares disponibles para automatizar las tareas involucradas en la simulación.



- Se pueden obtener mayores niveles de precisión a través del aumento de las iteraciones desarrolladas.
- Se pueden incluir matemáticas complejas, sin mayores dificultades.
- Se pueden analizar con facilidad, los comportamientos de los modelos.
- Se pueden realizar rápidamente cambios en los modelos, pudiéndose comparar los resultados, con los modelamientos anteriores.

5.2.9. Riesgo geotécnico aceptable en minas subterráneas

Algunos autores, tales como Cole (1993) y Kirsten (1994), han establecido valores de aceptabilidad de probabilidad de falla, basándose en la magnitud del riesgo asociado a diferentes actividades y eventos expresados de manera porcentual.

De acuerdo con Cole (1993), la probabilidad aceptable de sufrir un accidente fatal en minería subterránea sería de 0.7% o 0.007 (o 7 en 100 millones de hora).

Kirsten (1994) sugiere que los niveles aceptables de probabilidad de falla para los cuales se prepararan los diseños de las excavaciones, deben ser significativamente menores que las probabilidades reales de falla observadas en situaciones similares. Esto es necesario tenerlo en cuenta, debido a los siguientes aspectos:

Aversión natural a la pérdida total involuntaria

Slovic (1987), señala que la aceptabilidad del riesgo está relacionada con los beneficios de la actividad y voluntariedad o involuntariedad natural de la misma. La aversión pública al riesgo también está relacionada con el número de personas involucradas. El ingeniero de diseño debe tomar en consideración estos aspectos al momento de seleccionar un valor para la probabilidad de falla de un caso particular.

Variaciones en la percepción

Slovic (1987), señala que los riesgos tienen distintos significados para diferentes personas, dependiendo del trasfondo de éste. Para la selección de un valor de probabilidad de falla, se requiere tener en consideración el conocimiento de las variaciones en las percepciones del riesgo.



Nula representatividad en la comparación de probabilidades de falla.

El ingeniero de diseño debe tener conocimiento de las probabilidades de falla aceptables.

Variaciones en los parámetros y sesgos en los procedimientos de cálculo

Los ingenieros de diseño deben estar al tanto del efecto de las variaciones en los parámetros asociados a la confiabilidad, de la probabilidad de falla determinada.

Deficiencias en los datos de diseño

Se sabe que las condiciones del terreno conllevan cierta incertidumbre y riesgos potencialmente altos. De acuerdo con Sower (1979) un estudio de 500 fallas geotécnicas reveló que el 88% de estas, fueron producidas por errores humanos y que el 75% de las fallas se originaron en el proceso de diseño. Whyte & Tonks (1993) afirman por su parte, que estos problemas están atribuidos en gran medida a investigaciones deficientes del terreno, realizadas para el diseño de las excavaciones.

Los riesgos geotécnicos (caída de rocas) obtenidos a partir de un análisis simple para diferentes condiciones de soporte de terreno en una mina metalífera subterránea (Fernández, 2011) son comparadas con otras actividades. Dicha comparación se puede visualizar en la **Figura 5.25**.

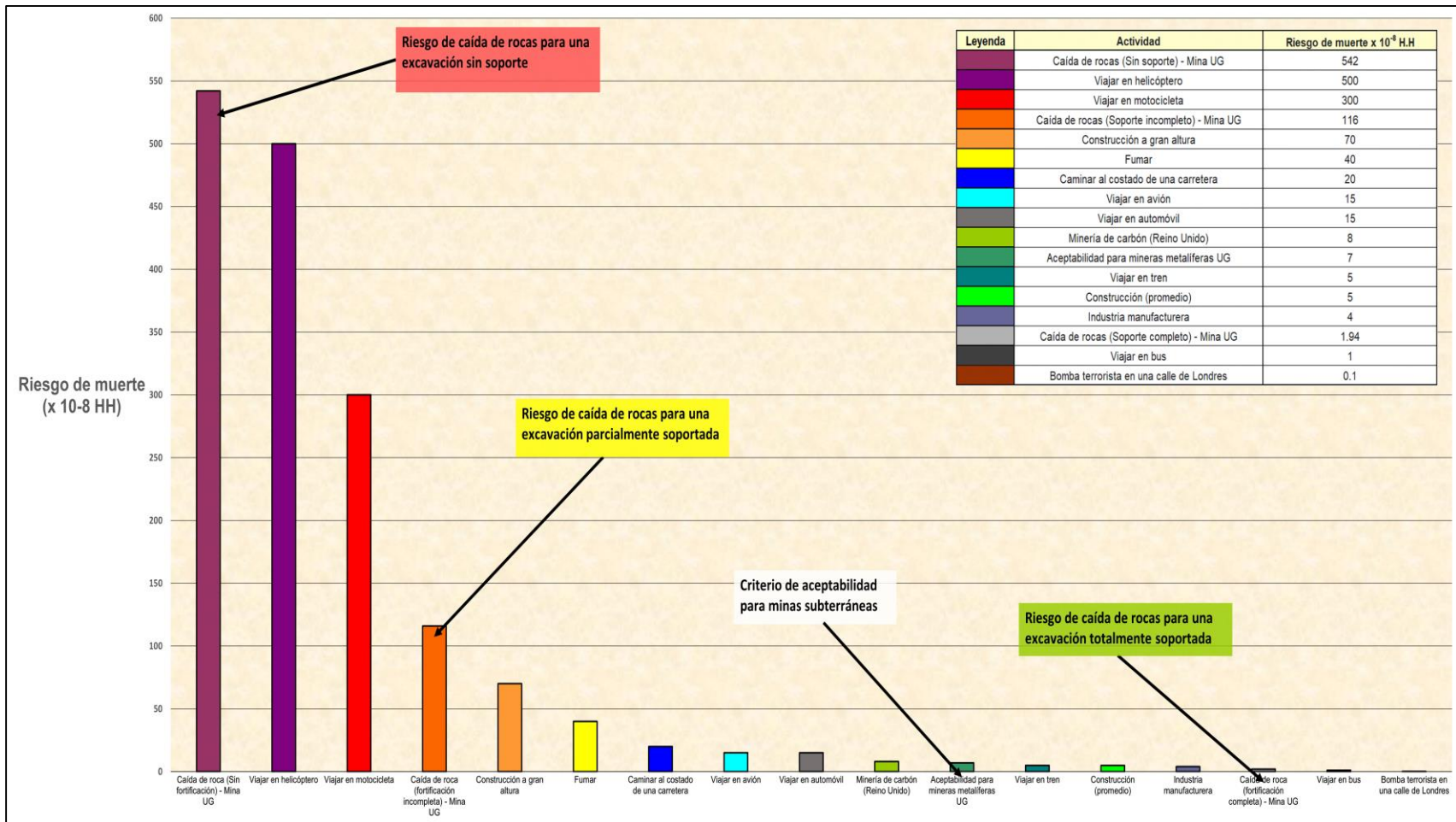


Figura 5.25. Benchmarking del riesgo de caída de rocas en minas metalíferas subterráneas frente a otras actividades (modificado de Fernández, 2011).

6. ACTUALIZACIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO

Como parte esencial de este trabajo de investigación, se realizó una revisión del estado del arte respecto a las investigaciones en el ámbito de las metodologías de estimación del riesgo geotécnico, de tal forma que es posible indicar lo siguiente:

- La mayor parte de las investigaciones provienen de China, Australia, Canadá y Estados Unidos (E.E.U.U.), y se han enfocado principalmente, a las áreas de medio ambiente, aspectos generales y maquinaria.
- En España, las investigaciones desarrolladas a la fecha, se asocian principalmente con aspectos medio ambientales, factores humanos y aspectos generales.
- A modo de ejemplo, se cita la publicación de Ordóñez-Alonso, y otros. (2013, 20).
- Una publicación destacada en lo que respecta a las metodologías de evaluación de riesgos en la industria minera, corresponde a la realizada por A. Tubis y otros, (2020).

La representación de la distribución geográfica (según país), de publicaciones técnicas referentes a los riesgos en la industria minera, respecto a su área de especialidad, se entrega en la **Figura 6.1**.

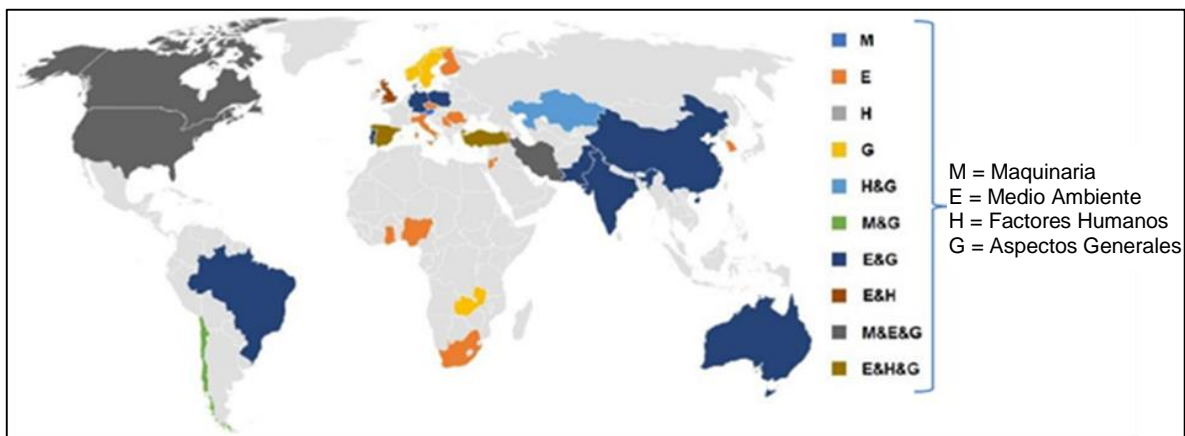


Figura 6.1. Representación de la distribución geográfica (según país), de publicaciones técnicas referentes a los riesgos en la industria minera, respecto a su área de especialidad



En forma particular, las investigaciones relacionadas con riesgo geotécnico y su probabilidad de ocurrencia, se han orientado principalmente, a la construcción de métodos matriciales, semi-cuantitativos; tales como: Hadjigeorgiou, J. (2019), Wesseloo, J. y otros (2020), Joughin, W.C. y otros (2020).

En España, algunas publicaciones relevantes, se refieren a la estimación de probabilidades de ocurrencia de caída de rocas, pero en canteras. En este contexto, es posible citar las publicaciones del Profesor L. Alejano de la Universidad de Vigo, durante los años 2007 y 2008.

A partir de la revisión del estado del arte de las publicaciones referentes al riesgo en minería, se deduce que éstas no resaltan de manera explícita la relevancia del riesgo geotécnico, y aún menos, la ocurrencia de caída de rocas en minería subterránea y sus consecuencias asociadas.

Lo anterior justifica el desarrollo de un trabajo de actualización de las estadísticas de riesgo de caída de rocas en función de la accidentabilidad, el cual se entrega en los acápites siguientes.



6.1. Estimación del Riesgo de Caída de Rocas en Función de la Accidentabilidad

La estimación del riesgo en función de la accidentabilidad se expresa a través del índice FAR (*"fatal accident risk"*, o riesgo de accidente fatal), el cual fue mencionado con anterioridad en el apartado de aceptabilidad del riesgo. En consecuencia, todos los valores obtenidos, se deberán ajustar a dicho índice, el cual contabiliza el número probable de fatalidades dentro de un conjunto de 1000 personas que trabajan 100.000 horas cada una (tiempo de vida aproximado, = 250 (días/año) x 8 (hrs/día) x 50 (años)).

A modo de ejemplo, para la estimación del riesgo de muerte por caída de rocas, se asumirá que, en un período de 20 años, un país minero registró un total de 20 fallecidos por caída de rocas en minería subterránea, con un promedio anual de 10.000 trabajadores. En consecuencia, se procede a estimar la cantidad de fallecidos, cada mil trabajadores, generando una división simple entre el número de fallecidos y la cantidad de trabajadores promedio en dicho periodo:

$$\frac{20}{10.000} = \frac{2 \text{ fallecidos}}{1000 \text{ trabajadores}}$$

Posteriormente, se realizará el ajuste al índice FAR mediante el uso de la siguiente razón matemática:

$$\frac{\text{Nº fallecidos cada mil trabajadores}}{\text{Período de años}} = \frac{\text{R.E}}{\text{Periodo de 50 años del FAR}}$$

$$\frac{2}{20} = \frac{\text{R.E}}{50}$$

Obteniendo así el siguiente resultado:

$$\text{R.E} = 5 \times 10^{-8}$$

El riesgo de muerte por caídas de rocas en el país mencionado es de 5×10^{-8} H.H, o en otras palabras, es de 5 trabajadores fallecidos en 100 millones de horas-hombre.

Es importante destacar que, para la estimación del riesgo en Australia, sólo se consideró el estado de Australia Occidental, esto debido a que, dicho estado es el único que cuenta con información completamente accesible a través de internet, respecto a la accidentabilidad por caída de rocas en minería subterránea.

A continuación, se presentarán las estimaciones del riesgo de caída de rocas en función de la accidentabilidad de diferentes países que presentan una amplia actividad minera, tales como Chile, Perú, Estados Unidos y Australia.

6.2. Estimación de riesgo de caída de rocas en Chile

En Chile, la mayor cantidad de accidentes fatales dentro rubro minero, ocurren en la minería subterránea y mediante la **Figura 6.2**, se observa que durante el período comprendido entre los años 2010 y 2015, este tipo de actividad fue la que registró el mayor número de fallecidos.

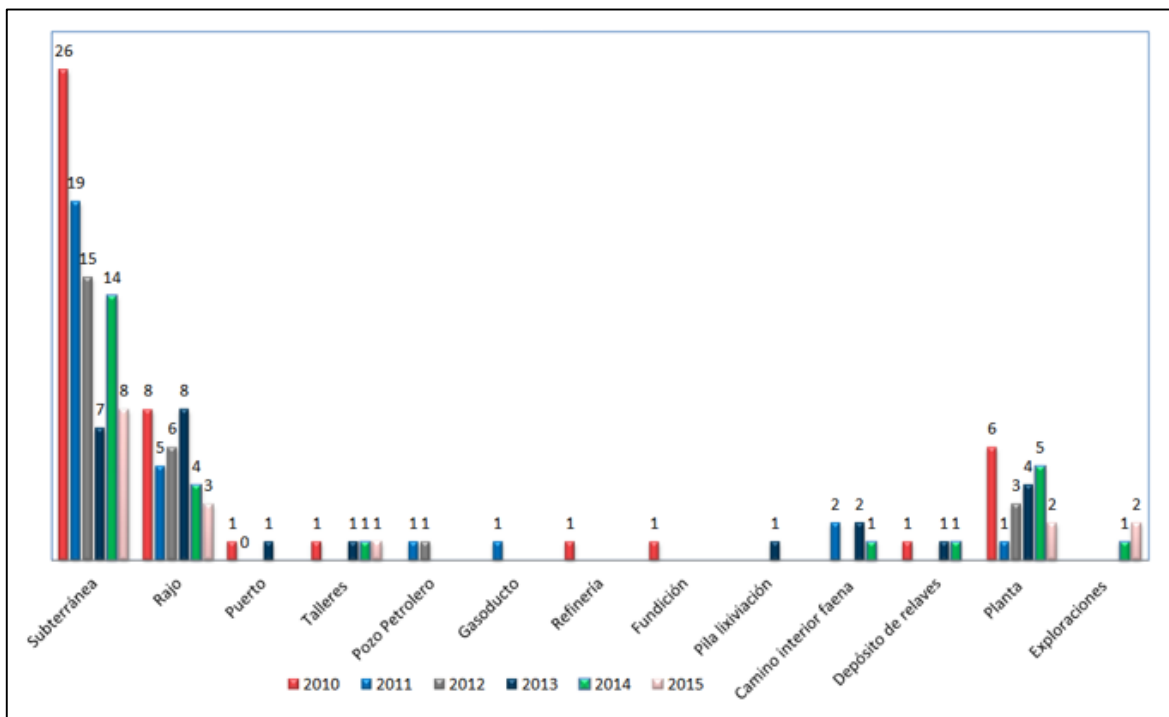


Figura 6.2. Número de fallecidos por tipo de instalación entre los años 2010 y 2015 (Sernageomin, 2015).

Durante el periodo de años 2011 al 2020, Chile registró un total de 92 trabajadores fallecidos únicamente en minería subterránea. A partir de la **Tabla 6.1**, se entrega en detalle, el número de fatalidades asociadas a los distintos tipos de accidentes, en el período de años ya mencionado.

Tabla 6.1. Resumen del número de accidentes fatales por tipo de accidente entre los años 2011 y 2020.

Tipo de Accidente	Fatalidades en Minería Subterránea 2011 – 2020, Chile										
	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	Total
Caída de rocas	5	4	2	8	3	2	5	1	5	4	39
Caída de altura	2	1	2	0	3	1	2	2	1	1	15
Alcance por tronadura	3	6	0	0	1	2	0	0	0	2	14
Golpe por objeto/roca	3	3	1	0	0	0	0	2	0	1	10
Atrapado entre maquinaria	1	0	1	0	0	1	0	2	0	0	5
Otros	5	0	0	2	1	0	0	1	0	0	9
Total											92

A partir de la información presentada en la **Tabla 6.1**, se realizó la construcción del gráfico mostrado en la **Figura 6.3**, el cual permite identificar de forma más sencilla, la distribución porcentual del número de fallecidos según el tipo de accidente.

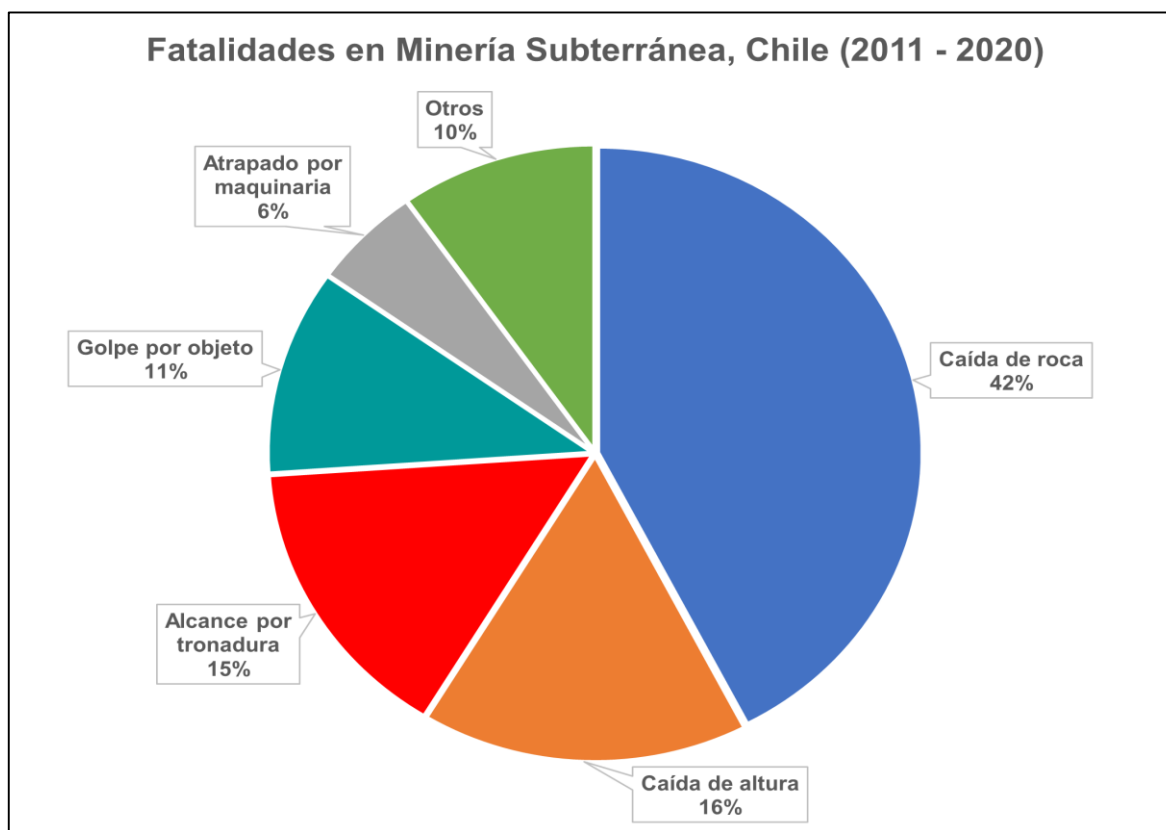


Figura 6.3. Gráfica de accidentes fatales en minería UG ocurridos en Chile durante el período 2011 a 2020 (Sernageomin, 2021).



Por medio de la **Figura 6.3**, se observa los eventos asociados a caídas de rocas, representan un 42% del total de fallecidos en minería subterránea, siendo así el tipo de accidente que registra el mayor número de muertes.

Es relevante destacar que, la mayoría de los accidentes fatales ocasionados por caídas rocas, ocurren en pequeña minería y minería artesanal.

Entre los años 2011 y 2020, Chile registró un total de 39 fallecidos por caídas de rocas, para un promedio de 27.591 trabajadores (Cochilco, 2018). Esta cifra es equivalente a 1.41 accidentes fatales por cada 1000 trabajadores. Mediante el ajuste al índice FAR, es posible estimar que el riesgo de muerte por caída de rocas en Chile es de 7.1 cada 100 millones de horas-hombre (7.1×10^{-8} H.H).

6.3. Estimación de riesgo de caída de rocas en Perú

En base a la **Tabla 6.2**, se observa que Perú, al igual que Chile presenta un alto número de muertes en minería subterránea, registrando entre los años 2014 y 2019, un total de 91 trabajadores fallecidos. (Osinergmin, 2019).

Tabla 6.2. Resumen del número fallecidos por tipo de accidente entre el 2014 y 2019, en Perú.

Tipo de accidente	Fatalidades en minería subterránea 2014 - 2019, Perú						
	2014	2015	2016	2017	2018	2019	Total
Caída de rocas	6	9	5	8	5	5	38
Caída de personas	2	2	0	5	2	0	11
Accidente vehicular	1	0	2	2	0	0	5
Exposición a gases tóxicos	1	2	3	2	4	3	15
Exposición a energía eléctrica	1	0	0	2	1	1	5
Otros	1	5	2	1	3	5	17
Total							91

A partir de la **Tabla 6.2**, se realiza la construcción del gráfico mostrado en la **Figura 6.4**, el cual representa en forma porcentual, el número de fallecidos según los distintos tipos de accidentes. En consecuencia, se observa que los accidentes asociados a la caída de rocas, son aquellos que representan la mayor cantidad de muertes, con un 42% del total de fallecidos.

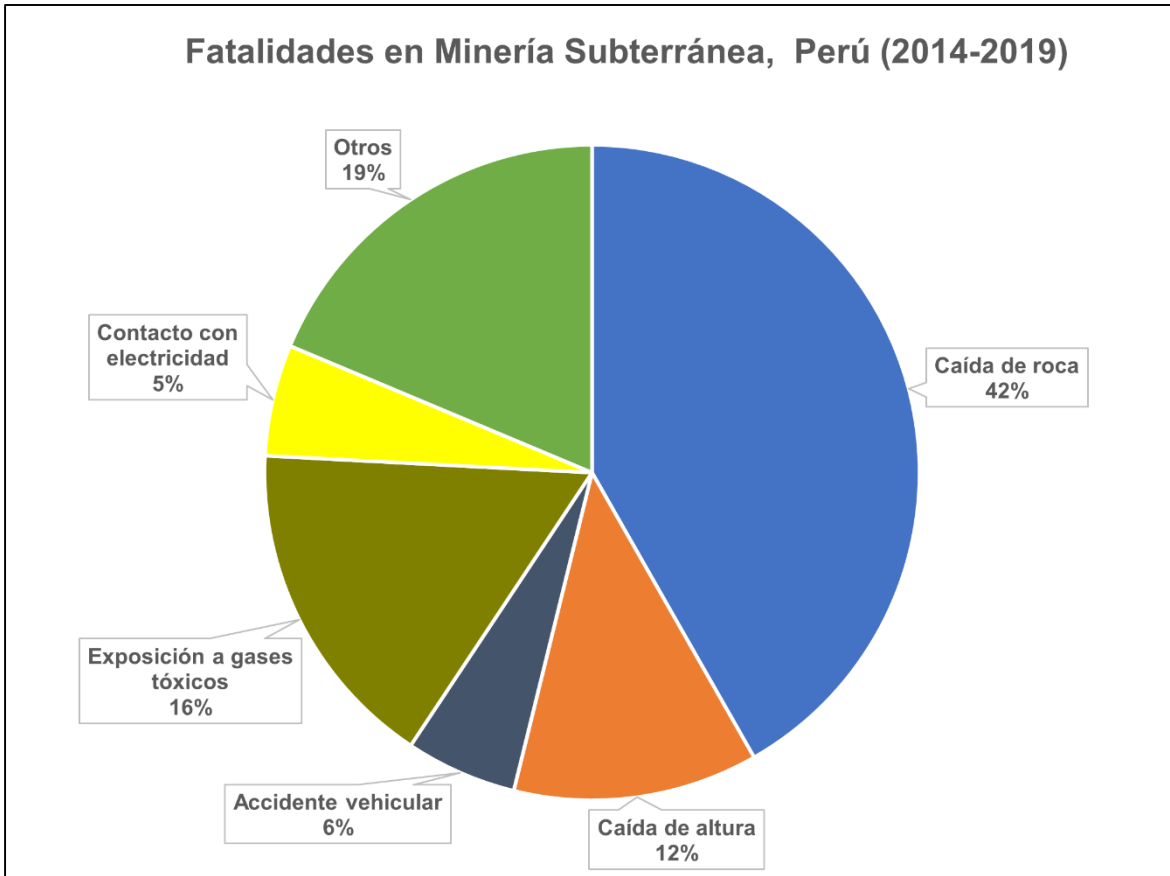


Figura 6.4. Gráfica de accidentes fatales en minería UG ocurridos en Perú durante el periodo comprendido entre los años 2014 y 2019 (Osinermin, 2019).

Con propósitos comparativos, se realizó el análisis de la información de accidentes causados por caída de rocas en el Perú para el período comprendido entre los años 2010 y 2019.

En dicho período, Perú registró un total de 69 fallecidos por este concepto (Osinermin, 2019), para un promedio de 18.678 trabajadores en minería subterránea (MINEM, 2020). Esta cifra es equivalente a 3.77 accidentes fatales por cada 1000 trabajadores. Mediante el ajuste al índice FAR, se obtiene que el riesgo de muerte por caídas de rocas en Perú es de 18.88×10^{-8} H.H.



6.4. Estimación de riesgo de caída de rocas en Estados Unidos

En Estados Unidos, la minería subterránea registró un total de 23 fallecidos por concepto de accidentes de todo tipo, en el período comprendido entre los años 2010 y 2020, tal como se muestra en la **Tabla 6.3**.

Tabla 6.3. Resumen del número fallecidos por tipo de accidente entre el 2010 y 2020, en EE.UU.

Tipo de Accidente	Fatalidades en minería subterránea 2010 - 2020, EE.UU											Total
	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	
Caída de rocas	4	1	0	0	0	1	0	0	1	0	0	7
Caída de altura	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Alcance por tronadura	1	1	0	2	0	0	0	0	0	0	0	4
Golpe por objeto	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	1
Atrapado entre maquinaria	0	0	0	1	1	1	0	0	0	0	0	3
Accidente vehicular	0	1	0	1	1	0	1	0	1	0	0	5
Otros	0	1	0	0	0	0	0	0	1	0	0	2
Total												23

Con propósito de simplificar la información presentada en la **Tabla 6.3**, se construye el gráfico mostrado en la **Figura 6.5**, en el cual se observa, de forma porcentual, el número de fallecidos asociados a distintos tipos de accidentes.

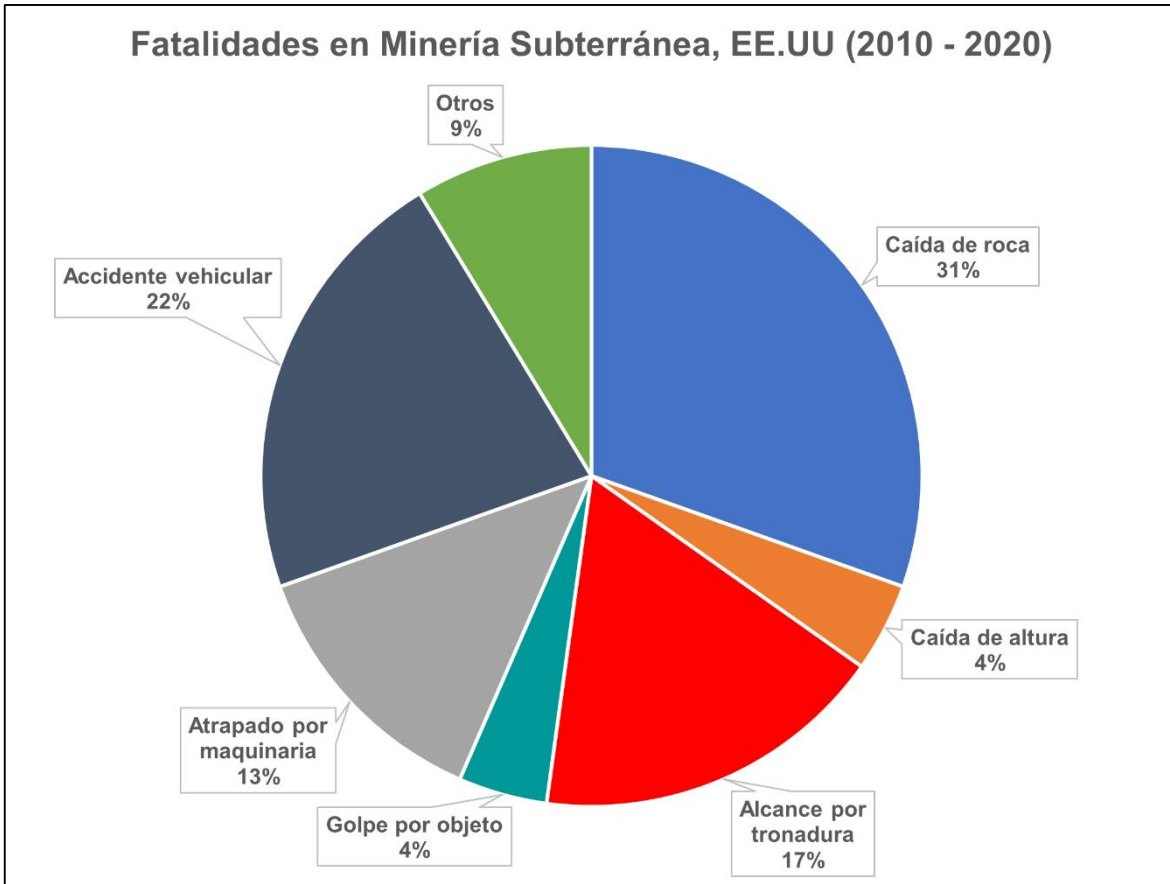


Figura 6.5. Gráfica de accidentes fatales en minería UG ocurridos en EE.UU durante el período del 2010 al 2020 (MSHA, 2021).

A partir de las 7 muertes ocasionadas por caídas de rocas (MSHA, 2021) para un promedio de 13.107 trabajadores en minería subterránea, se obtiene una cifra equivalente a 0.53 accidentes fatales por cada 1000 trabajadores, la cual es equivalente a un índice FAR de 2.4×10^{-8} H.H, asociado a accidentes por caída de rocas.



6.5. Estimación de riesgo de caída de rocas en Australia Occidental

Australia Occidental, un total de 18 fallecidos en minería subterránea, a lo largo de un período de 20 años (2000 – 2019), tal como se muestra en la **Tabla 6.4**.

Tabla 6.4. Resumen del número fallecidos por tipo de accidente entre el 2000 y 2020, en Australia Occidental.

Tipo de Accidente	N° de fatalidades en minería subterránea W.A, en 4 períodos de 5 años c/u				
	2000-01 a 2004-05	2005-06 a 2009-10	2010-11 a 2014-15	2015-06 a 2019-20	Total
Contacto con electricidad	1	1	0	0	2
Colisión vehicular	1	2	0	0	3
Caída de rocas	1	2	2	0	5
Caída de altura	1	1	1	0	3
Alcance por explosivos	0	1	0	0	1
Accidente Vehicular	0	2	0	0	2
Atrapamiento por maquinaria	0	0	1	0	1
Exposición al calor ambiental	0	0	0	1	1
Total					18

A partir de la información recopilada, se muestra la gráfica representada en la **Figura 6.6**, de la cual es posible observar, que los eventos asociados a caída de rocas y accidentes vehiculares presentan, de igual forma, el mayor porcentaje de fatalidades.

Por otro lado, las cinco muertes atribuibles a caída de rocas, se registraron a largo de un periodo de veinte años, lo cual en comparación los otros países estudiados, representa un valor considerablemente menor.

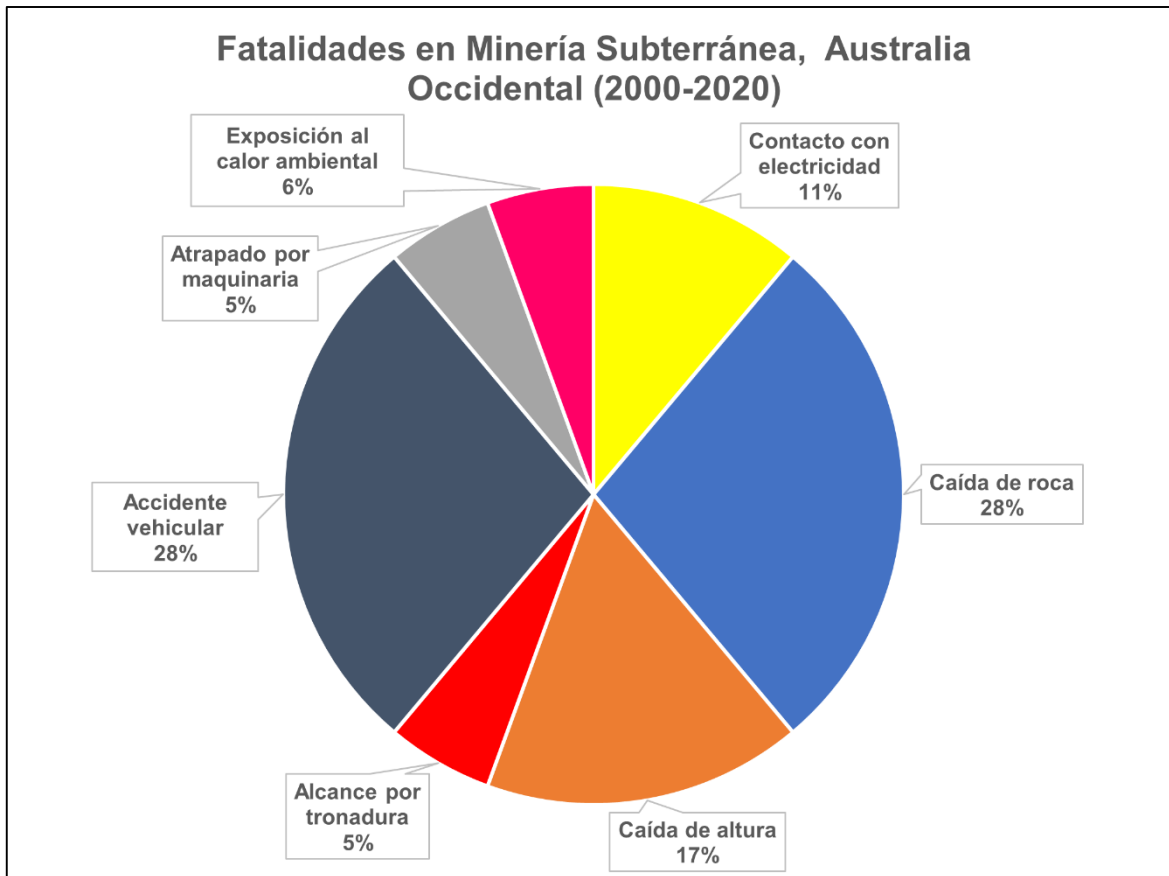


Figura 6.6. Gráfica de accidentes fatales en minería UG ocurridos en Australia Occidental entre los años 2000 al 2020 (Government of Western Australia, 2021).

Para la estimación del riesgo de muerte por caída de rocas en Australia Occidental, y con propósitos comparativos, se considerará únicamente el periodo de años comprendido entre el 2011 y 2020.

En el periodo anteriormente señalado, se registró un total de dos fallecidos por caídas de rocas, para un promedio de 8.896 trabajadores, obteniendo así, una cifra de 0.22 accidentes fatales por cada 1000 trabajadores, la cual es equivalente a un riesgo de muerte (FAR) de 1.12×10^{-8} H.H.

Cabe destacar que, a pesar de presentar una considerable cantidad de trabajadores en minería subterránea, tanto el riesgo como el número de fallecidos en los últimos veinte años, es considerablemente menor respecto a otros países, debido a la implementación de la “regla de oro”, que indica que “los trabajadores no se pueden exponer a condiciones de techo sin sostenimiento”, de tal forma que se ha estandarizado la instalación de los sistemas de soporte, de manera sistemática en la minería subterránea de Australia Occidental (W.A).



6.6. Benchmarking de accidentabilidad

El objetivo principal de este benchmarking corresponde a entregar una comparación directa entre los riesgos de muerte por caída de rocas, y los riesgos de accidentes fatales de distintas actividades, tal como se muestra en la **Tabla 6.5**.

Tabla 6.5. Riesgo de muerte por caída de rocas comparado con otras actividades.

Leyenda	Actividad	Riesgo de muerte x 10 ⁻⁸ H.H
	Caída de rocas (Sin Soporte) - Mina UG	542
	Viajar en helicóptero	500
	Viajar en motocicleta	300
	Caída de rocas (Soporte incompleto) - Mina UG	116
	Construcción a gran altura	70
	Fumar	40
	Caminar al costado de una carretera	20
	Caída de rocas en Perú- Minería UG	18.9
	Viajar en avión	15
	Viajar en automóvil	15
	Minería de carbón (Reino Unido)	8
	Caída de rocas en Chile- Minería UG	7.1
	Aceptabilidad para minas metalíferas UG	7
	Viajar en tren	5
	Construcción (promedio)	5
	Industria manufacturera	4
	Caída de rocas en EE.UU - Minería UG	2.43
	Caída de rocas (Soporte completo) - Mina UG	1.94
	Caída de rocas en Australia Occidental - Minería UG	1.12
	Viajar en bus	1
	Bomba terrorista en una calle de Londres	0.1

Tomando en consideración únicamente los valores del riesgo de caída de rocas de los distintos países y la aceptabilidad de muerte en minas metalíferas subterráneas propuesto por Cole (1993), se muestra el gráfico comparativo de la **Figura 6.7**.

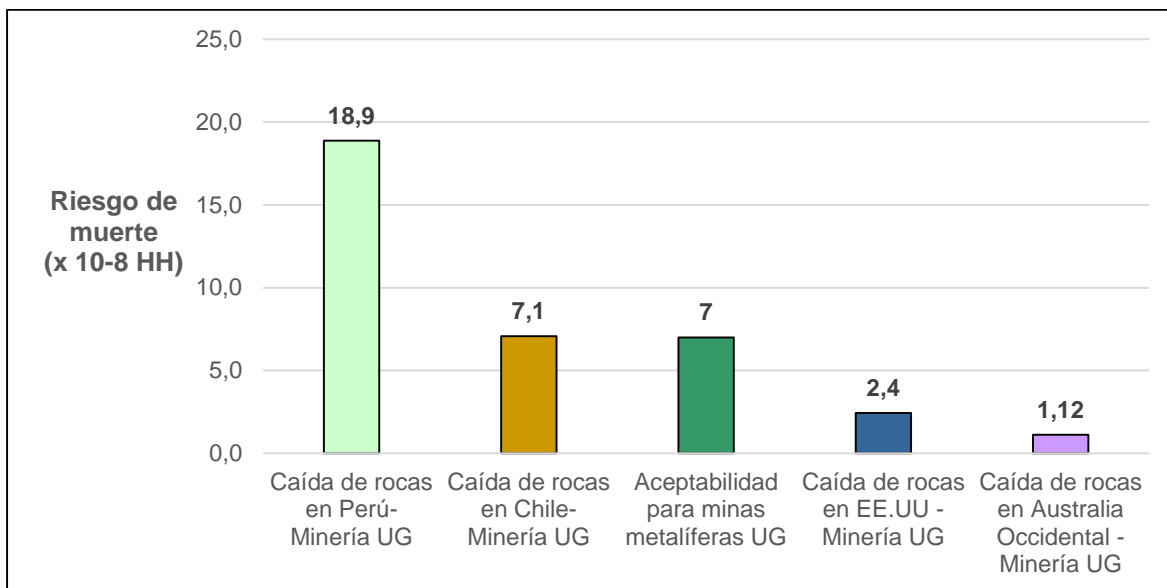


Figura 6.7. Benchmarking comparativo del riesgo de muerte por caída de rocas en distintos países.

A partir la **Figura 6.7** y la **Tabla 6.5**, es posible señalar lo siguiente:

- El riesgo de muerte por caída de rocas en Perú supera en un 165% el valor de aceptabilidad propuesto por Cole (1993).
- En el caso de Chile, se evidencia que el riesgo de muerte por caída de rocas, es de 7.1 muertes en 100 millones H.H, el cual cumple, en forma ajustada, el umbral de aceptabilidad de Cole (1993).
- Los países desarrollados (EE.UU. y Australia Occidental), poseen estadísticas que se encuentran por debajo del criterio de admisibilidad de Cole (1993).
- El riesgo de muerte por caídas de rocas en Australia Occidental, es prácticamente igual al riesgo de muerte por viajar en bus.



7. CONSTRUCCIÓN DEL MODELO DE PROBABILIDAD DE CAÍDA DE ROCAS

De acuerdo con los mecanismos de falla/inestabilidad, existen condiciones tensionales y estructurales, que podrían incidir en la ocurrencia de un evento de caída de rocas (como se comentó detalladamente en la sección **3.5.1**). En consecuencia, en el presente estudio se planteará un modelo de estimación de probabilidad, sustentado principalmente, en los mecanismos controlados estructuralmente.

Para la construcción de dicho modelo, se hará uso de la metodología propuesta por Kuzmaul (1999), correspondiente a la estimación de la probabilidad de ocurrencia de bloques, posibles de formarse alrededor de una excavación subterránea. Para efectos de análisis, se considera que los tamaños o volúmenes de bloques, pueden ser calculados a partir de distintas aproximaciones, tales como aquella planteada por Cai & otros (2004).

Otras aproximaciones que podrían ser eventualmente utilizadas para los cálculos probabilísticos y de condición de estabilidad de bloques, corresponden a las técnicas de modelos de fracturas discretas (o DFN, “Discrete Fracture Network”), a través del uso de paquetes computacionales.

Con propósitos de simplificación, y definición de un modelo de estimación general, en este estudio se privilegia el uso de técnicas analíticas, basadas en el Índice de Resistencia Geológica (GSI), por sobre la utilización de paquetes computacionales complejos de tipo DFN.

De esta forma, las etapas de construcción del modelo de probabilidad de caída de rocas, se definen en el diagrama de la **Figura 7.1**.

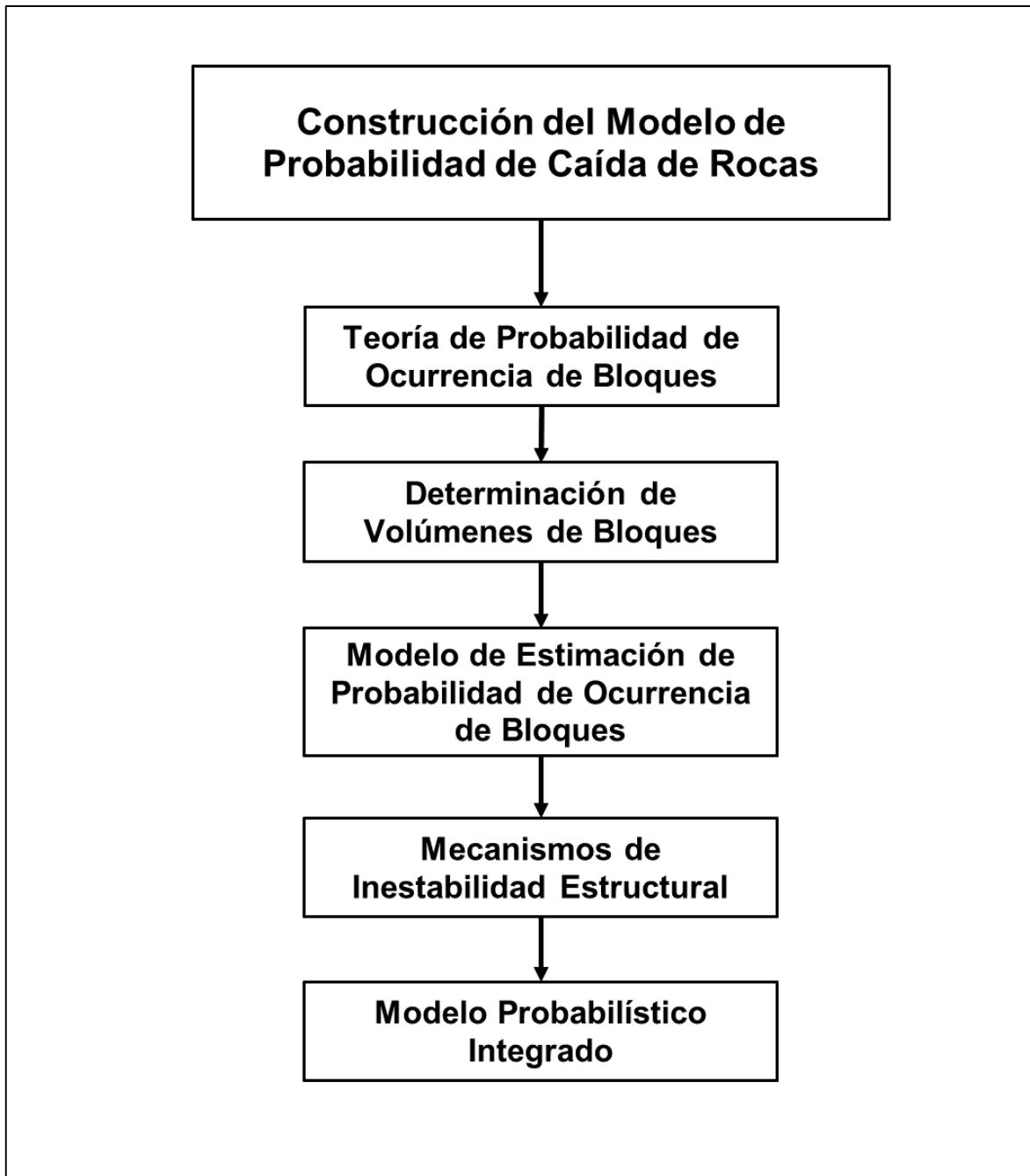


Figura 7.1. Esquema de las etapas de construcción del modelo de probabilidad de caída de rocas.



7.1. Teoría de Probabilidad de Ocurrencia de Bloques

La determinación de ocurrencia de bloques en el contorno de excavaciones, se realiza a partir del uso del “Método de Celda Unitaria” Goodman & Kuszmaul (1995), Kuszmaul (1999). Este modelo en su forma original fue planteado para los techos de las excavaciones, pero puede ser adaptado para la determinación de bloques en las cajas o paredes de una excavación, indistintamente.

El Método de Celda Unitaria original, considera de manera conservadora, que la probabilidad de falla asociada a los bloques presentes en los techos, es de un 100%. Es decir, si ocurre o se forma un bloque en el techo de la excavación, éste será inestable, en otras palabras, se producirá su desprendimiento. Esta consideración es relativamente conservadora en aquellos casos en los cuales los planos estructurales que conforman los bloques se encuentran trabados o estabilizados, debido a la presencia de los esfuerzos de confinamiento actuantes sobre éstos. Sin embargo, producto de relajaciones tensionales, o en ambientes de bajos esfuerzos, los bloques emplazados en los techos de las excavaciones se hacen inestables y caen, de tal forma que, se cumple la condición de análisis que sustenta los cálculos del modelo.

En el caso específico de los bloques emplazados en las paredes o “cajas” de una excavación, la probabilidad de falla deberá ser determinada en función de las propiedades de fricción y cohesión de las estructuras que los conforman.

7.1.1. Método de celda unitaria

Una forma simple de explicar esta metodología, corresponde a la entrega de un ejemplo de bloque crítico a ser analizado, el cual se presenta en la **Figura 7.2**. En este caso particular, se analiza la generación de un bloque crítico de tamaño máximo, que se forma producto de la interacción de tres planos estructurales, en el techo de una excavación rectangular. Es importante señalar, que, en el caso del bloque crítico máximo, dos ejes de éste intersectan las aristas exteriores de la excavación.

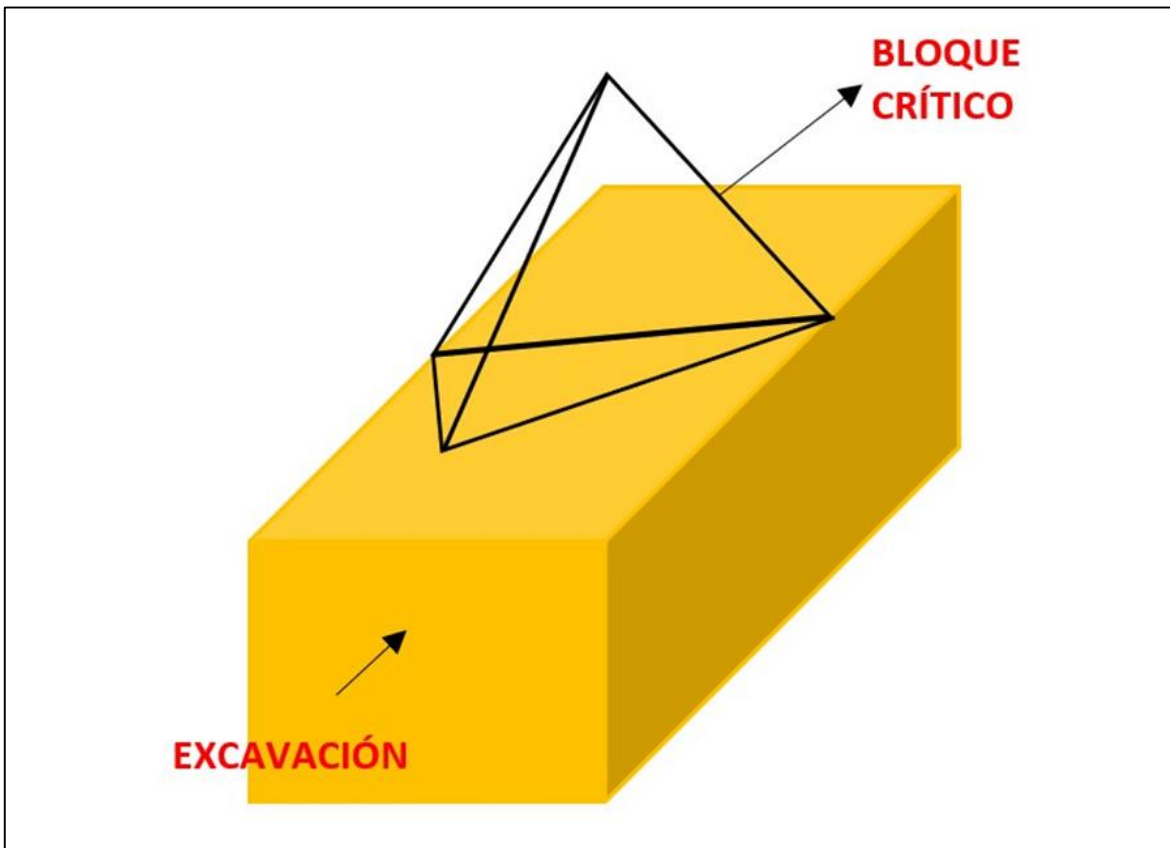


Figura 7.2. Ejemplo de un bloque crítico tridimensional. En este caso sólo se consideran los bloques críticos localizados en el techo de una excavación de sección rectangular (Kuszmaul, 1999).



La primera consideración del modelo establece que el macizo rocoso se encuentra formado por un conjunto infinito de paralelepípedos. Cada una de las caras (planos estructurales) de los paralelepípedos, converge en ángulos iguales, pero debido a la variación de los espaciamientos, se generan como resultado, paralelepípedos de distintos tamaños, los cuales han sido denominados “bloques” por parte de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM).

El problema a ser considerado se puede visualizar desde el interior del túnel mirando el techo, donde las fracturas pertenecientes a tres sets estructurales diferentes se pueden intersectar entre sí, y posiblemente formar bloques críticos.

Desde el interior del túnel, la línea de referencia corresponde a un eje imaginario localizado en la mitad del techo, a través de toda la longitud de la excavación. En cada punto de la línea de referencia, puede o no, ocurrir un bloque crítico dentro de la sección de excavación asociada con ese punto específico de la línea de referencia.

Para ilustrar tal aproximación, se considerará el ejemplo de mapeo geológico – estructural que se muestra en la **Figura 7.3 a)**. El mismo mapeo se presenta en la **Figura 7.3 b)**, agregando la línea de referencia e identificando los bloques críticos de interés. Los segmentos de la línea de referencia que intersectan los bloques críticos, se marcan de color celeste. Algunos segmentos de la línea no atraviesan directamente todos los bloques críticos, esta situación se presenta en la **Figura 7.3 c)**.

En la **Figura 7.3 d)**, la línea de referencia registrará la presencia de un bloque crítico, cuyo tamaño es equivalente al volumen definido en la sección transversal. Esta interpretación de la formación de bloques críticos, examina cada punto de la línea de referencia y consulta si algún bloque de interés es intersectado por la sección transversal asociada al punto de referencia. La condición en la cual se produce la formación de un bloque en el techo de la excavación, en la sección transversal de ésta, se denomina celda unitaria.

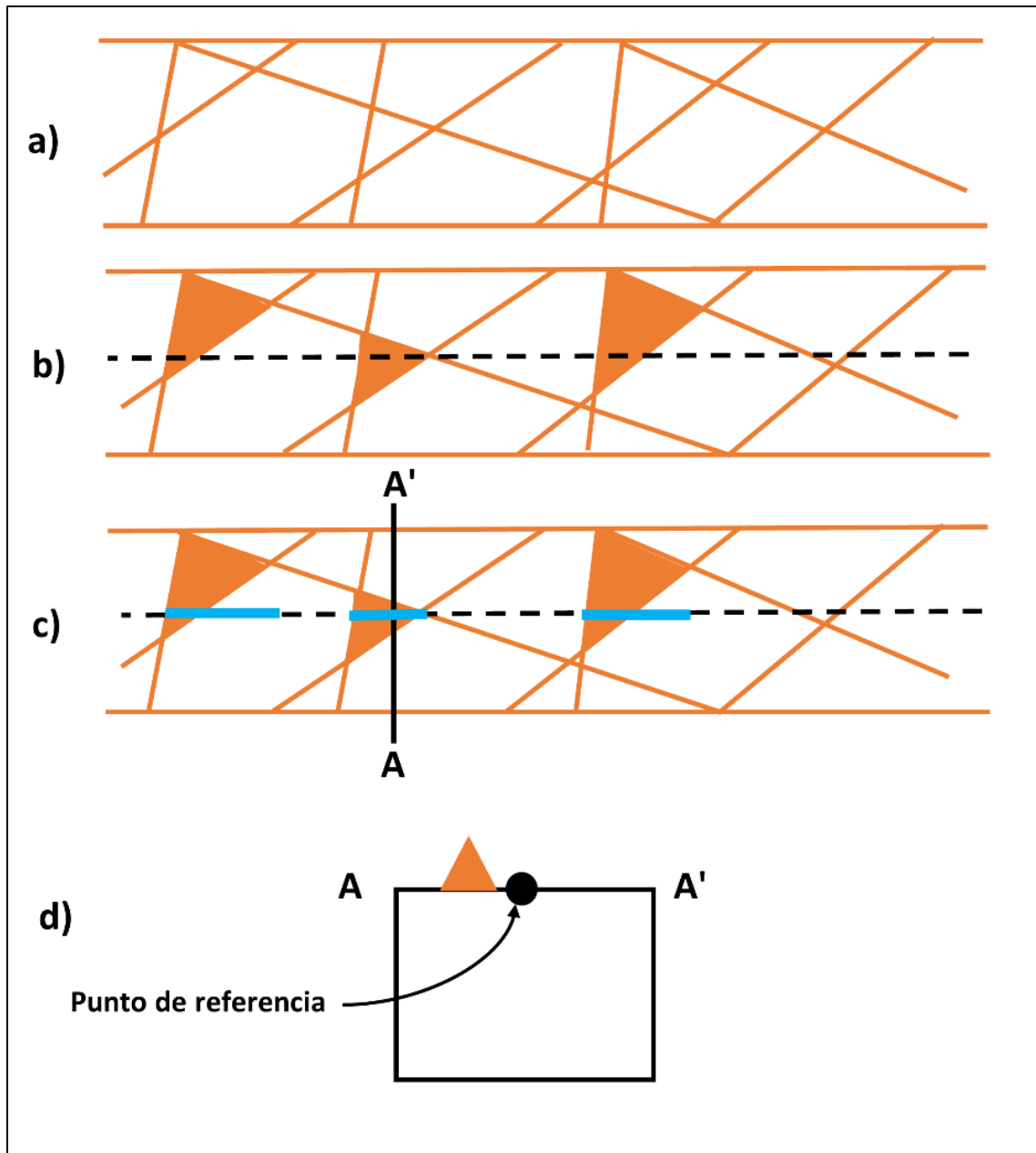


Figura 7.3. Ejemplo de mapeo geológico – estructural y generación de bloques críticos en el techo de una excavación de sección rectangular (Kuszmaul, 1999).

Asociado con cada pasada a través de la celda unitaria, existe una longitud de túnel determinada. A su vez, a cada una de las celdas unitarias puede asociarse un bloque crítico de tamaño menor o igual al bloque crítico máximo. La solución del problema radica entonces en encontrar la región de formación de bloques dentro de cada celda unitaria, que en proyección bidimensional corresponde a la superficie del bloque crítico máximo.



7.1.2. Consideraciones del método de celda unitaria

Es de suma utilidad establecer las suposiciones referentes al macizo rocoso que hacen válida la aplicación del método de celda unitaria, éstas corresponden a:

- La definición geométrica de los bloques, se asocia a la combinación de tres planos estructurales.
- Las discontinuidades dentro de cada set estructural, se encuentran ampliamente espaciadas y poseen una misma orientación.
- Las discontinuidades tienen longitud infinita (son infinitamente persistentes).

Un espaciamiento grande entre las discontinuidades permite evitar la superposición o traslape entre las “regiones de formación de bloques”. Si no se considera esta restricción, las expresiones resultantes sobreestimarán la ocurrencia de bloques, debido a que los volúmenes de las áreas superpuestas, se contabilizarán más de una vez.

En el caso de aplicar el método de celda unitaria en macizos rocosos que contienen fracturas muy poco espaciadas, los resultados obtenidos deberán interpretarse como valores límites máximos del número esperado de bloques críticos que se formarán en el interior de una excavación. Esta última consideración puede ser útil en la fase inicial del diseño, pero podría ser conservadora durante la etapa de apertura de las excavaciones, por lo que se recomienda realizar análisis retrospectivo de las condiciones geotécnicas reales asociadas a la formación de bloques, durante el proceso de excavación.



7.1.3. Determinación de probabilidad de ocurrencia de bloques críticos

En el modelo de celda unitaria propuesto por Kuszmaul & Goodman (1995), la falla de los bloques se define como la formación (ocurrencia) de bloques críticos de cualquier tamaño dentro de la sección transversal de interés. En otras palabras, si el bloque ocurre, será inestable.

Esta consideración es apropiada para aquellos bloques que se encuentran emplazados en los techos de las excavaciones, ya que, generalmente, cuando se forman los bloques en esta ubicación, son inestables, principalmente en condiciones de bajos esfuerzos de confinamiento. Sin embargo, esta última aseveración no es apropiada para aquellos bloques que se emplazan en las paredes (o “cajas”) de una excavación, ya que la condición de estabilidad de éstos dependerá principalmente de las propiedades de fricción y cohesión de las estructuras directamente asociadas al mecanismo de fallamiento estructural.

La fracción de celda unitaria que se encuentra dentro de la región de formación de bloques críticos corresponde a la probabilidad de ocurrencia ($P(o)$), la cual se describe a través de la **Ecuación 7.1**.

Ecuación 7.1. Probabilidad de Ocurrencia de Bloques (Kuszmaul, 1999).

$$P(o) = \frac{VRFK}{VCU}$$

Dónde:

- VRFK: Volumen de la región de formación de bloques críticos.
- VCU: Volumen de celda unitaria.



El siguiente parámetro a ser definido corresponde a la fracción de tamaño con respecto al bloque crítico de interés (X), el cual se define a través de la **Ecuación 7.2**.

Ecuación 7.2. Fracción de tamaño del bloque crítico de interés (Kuszmaul, 1999).

$$X = \frac{VKBI}{VKBM}$$

Dónde:

- VKI: Volumen de bloque crítico de interés.
- VKM: Volumen de bloque crítico máximo.

Cuando todos los bloques críticos son de interés, $X = 0$; cuando sólo interesa el bloque crítico de tamaño máximo, $X = 1$.

Con el objetivo de definir la fórmula final para la determinación de la probabilidad de ocurrencia de bloques críticos, se establece la constante C_1 (**Ecuación 7.3**):

Ecuación 7.3. Determinación de la constante C_1 (Kuszmaul, 1999).

$$C_1 = \frac{VKBM}{VPCU}$$

Dónde:

- VKBM: Volumen del bloque crítico máximo.
- VPCU: Volumen promedio de las celdas unitarias.

La constante C_1 se puede utilizar para definir la probabilidad de ocurrencia incondicional del bloque crítico, de acuerdo con los sets estructurales que conforman el macizo rocoso, y las características geométricas de la excavación en cuestión.



De esta forma, se establece que, la probabilidad ocurrencia de bloques críticos que posean una fracción de tamaño mayor o igual a X , se encuentra definida a través de la **Ecuación 7.4**, como sigue:

Ecuación 7.4. Probabilidad de Ocurrencia de Bloques en función de la fracción de tamaño y la constante C_1 (Kuszmaul, 1999).

$$P(o) = C_1 \times \left(1 - 3X^{\frac{2}{3}} + 2X\right)$$

La función de densidad acumulada (fda), que permite obtener la probabilidad de que se generen bloques críticos, cuyos tamaños sean menores o iguales a X , se puede definir a través de la **Ecuación 7.5**:

Ecuación 7.5. Función acumulada de la probabilidad de ocurrencia de bloques (Kuszmaul, 1999).

$$F_x(X) = 1 - P(o)$$

La función de densidad de probabilidad (fdp) posee una masa acumulada en $X = 0$ y una porción continua para el tramo $0 < X \leq 1$, es decir (**Ecuaciones 7.6 y 7.7**).

Ecuación 7.6. Función de densidad de probabilidad para X igual 0 (Kuszmaul, 1999).

$$f_x(X) = 1 - C_1 \quad , \text{Para } X = 0$$

Ecuación 7.7. Función de densidad de probabilidad para X comprendido entre 0 y 1 (Kuszmaul, 1999).

$$f_x(X) = 2C_1 \times \left(X^{-\frac{1}{3}} - 1\right) \quad , \text{Para } 0 < X \leq 1$$



En la **Figura 7.4** se entrega un resumen de las fórmulas y consideraciones aplicadas en el Método de Celda Unitaria.

PROBABILIDAD DE OCURRENCIA DE BLOQUES CRÍTICOS

$$P(o) = C_1 \times (1 - 3X^{2/3} + 2X)$$

Corresponde a la probabilidad de que se forme un bloque crítico con un tamaño mayor a una fracción de tamaño X.

FRACCIÓN DE TAMAÑO DE BLOQUE CRÍTICO

$$X = \frac{VKBi}{VKBM}$$

Dónde:

- VKBi: Volumen del bloque crítico de interés.
- VKBM: Volumen del bloque crítico máximo.

CONSTANTE C_1 :

$$C_1 = \frac{VKBM}{VPCU}$$

Dónde:

- VKBM: Volumen del bloque crítico Máximo.
- VPCU: Volumen promedio de las celdas unitarias, que corresponde al bloque definido por el espaciamiento medio de las estructuras.

FUNCIÓN DE DENSIDAD ACUMULADA:

Corresponde a la probabilidad de que se forme un bloque crítico con un tamaño menor a X.

$$F_X(X) = 1 - P(o)$$

FUNCIÓN DE DENSIDAD DE PROBABILIDAD:

$$f_x(X) = 1 - C_1 \quad , \text{Para } X = 0$$

$$f_x(X) = 2C_1 \times (X^{-1/3} - 1) \quad , \text{Para } 0 < X \leq 1$$

Figura 7.4. Resumen de las fórmulas y consideraciones aplicadas en el Método de Celda Unitaria (Kuszmaul, 1999).



7.2. Determinación de Volúmenes de Bloques

Desde su creación en el año 1994, por parte de Hoek & otros, el Índice de Resistencia Geológica (GSI), ha sido actualizado como una metodología que permite el escalamiento desde la roca intacta al macizo rocoso, tal como describe Hoek & Marinos (2000), a través del uso de la metodología planteada por Hoek & Brown (2002).

La parametrización que define el GSI, originalmente se estableció de manera cualitativa, a objeto de obtener un determinado rango de este índice, a partir del uso de una cartilla de estimación. Sin embargo, en los últimos años algunos autores han desarrollado investigaciones que permiten una definición numérica de los parámetros asociados a la determinación del GSI, entre los cuales es posible mencionar a Cai & otros (2004), así como Hoek & otros (2013).

De esta forma, y con propósitos del presente estudio se utiliza la cartilla del GSI propuesta por Cai & otros (2004), que se muestra en la **Figura 7.5**.

Esta cartilla presenta una relación entre el tamaño de bloques (representado por el espaciamiento y volumen de éstos), y la condición de las estructuras que forman los bloques, estas últimas definidas a través del Factor de Condición de Estructuras (“Joint Condition Factor”, o Jc).

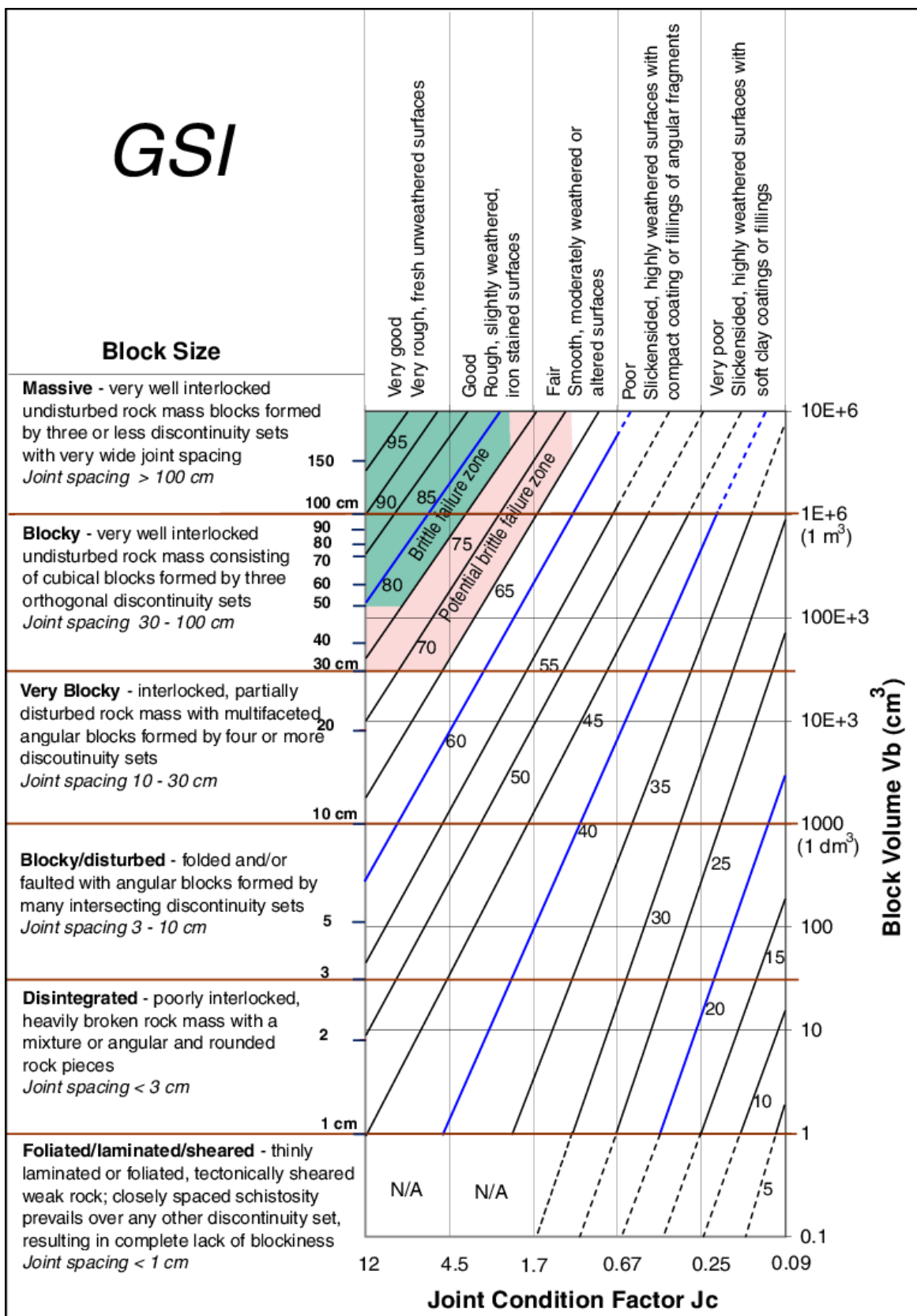


Figura 7.5. Cartilla de Índice de Resistencia Geológica, GSI (Cai & otros, 2004).

De acuerdo con Cai & otros (2004), el tamaño de bloque puede ser determinado por medio de diferentes parámetros, tales como el espaciamiento, orientación, persistencia, y el número de sets de estructuras. De esta forma, el tamaño de bloque es una expresión volumétrica de la densidad de las estructuras que lo componen. Para tres sets estructurales, se puede estimar el tamaño de bloque mediante la **Ecuación 7.8**.

Ecuación 7.8. Estimación del volumen de bloque en función de los espaciamientos de las estructuras y el ángulo entre ellas (Cai & otros, 2004).

$$V_b = \frac{S_1 \times S_2 \times S_3}{\sin(\gamma_1) \times \sin(\gamma_2) \times \sin(\gamma_3)}$$

Donde S_i y γ_i son el espaciamiento de entre las estructuras y el ángulo entre ellas, respectivamente, tal como se observa en la **Figura 7.6**.

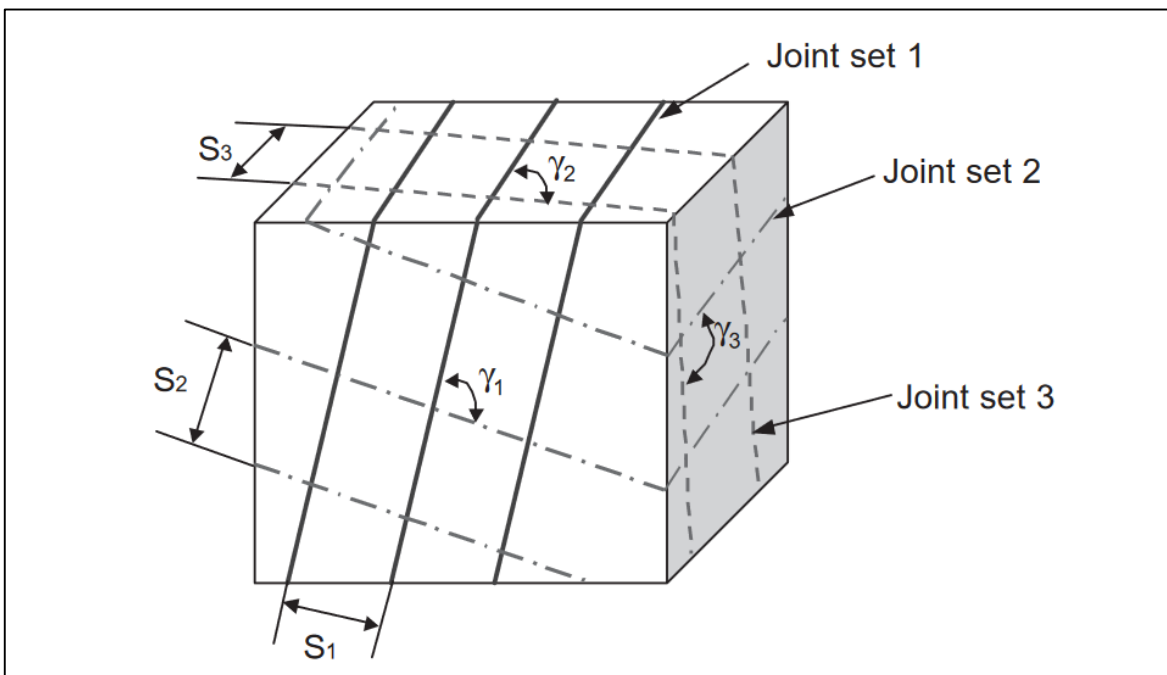


Figura 7.6. Bloque delimitado por 3 sets de discontinuidades (Cai & otros, 2004).

Las discontinuidades aleatorias pueden llegar a afectar al tamaño y la forma de los bloques. Estadísticamente el espaciamiento de las discontinuidades sigue una distribución exponencial negativa.



Respecto a la geometría y volúmenes de los bloques, es posible indicar que un bloque romboédrico posee mayor volumen respecto a un bloque cúbico, para un mismo espaciamiento de discontinuidades. Sin embargo, el efecto de la intersección entre los ángulos de los sets de discontinuidades es relativamente insignificante.

Por lo tanto, para fines prácticos, el volumen de bloque puede ser estimado a través de la **Ecuación 7.9**:

Ecuación 7.9. Estimación del volumen de bloque, considerando únicamente los espaciamientos de las estructuras (Cai & otros, 2004).

$$V_b = S_1 \times S_2 \times S_3$$

Si las discontinuidades no son persistentes, como por ejemplo, en presencia de “puentes de roca”, la resistencia y estabilidad del macizo rocoso es relativamente mayor. En consecuencia, la presencia de las estructuras discontinuas tiene un efecto significativo en la mejora de las propiedades y comportamiento del macizo rocoso, por lo que debe ser incluido en la caracterización geotécnica.

Asimismo, Cai & otros (2004), propone que una forma de estimar el grado de interbloqueo que se asocia a la presencia de estructuras discontinuas o “puentes de rocas”, mediante un factor de persistencia, el cual se estima por medio de la **Ecuación 7.10**.

Ecuación 7.10. Estimación de la persistencia de estructuras discontinuas (Cai & otros, 2004).

$$p_i = \begin{cases} \frac{l_i}{L} & l_i < L \\ 1 & l_i \geq L \end{cases}$$

Dónde:

- l_i : Largo acumulado de las discontinuidades
- L : Longitud característica del macizo rocoso



El espaciamiento efectivo asociado a cada set estructural, para el caso de fracturas discontinuas, debe considerar el parámetro p_i anteriormente definido, de tal forma que es posible establecer la **Ecuación 7.11**.

Ecuación 7.11. Estimación del espaciamiento efectivo (Cai & otros, 2004).

$$S'_i = \frac{S_i}{\sqrt[3]{p_i}}$$

Dónde:

- S_i : Espaciamiento promedio de las estructuras
- p_i : Factor de persistencia de las estructuras

Al reemplazar las **Ecuaciones 7.10** y **7.11** en la **Ecuación 7.8**, es posible obtener la **Ecuación 7.12** para la estimación del volumen de bloques asociados a estructuras discontinuas:

Ecuación 7.12. Ecuación para la estimación de bloques asociados a estructuras discontinuas (Cai & otros, 2004).

$$V_b = \frac{S_1 \times S_2 \times S_3}{\sqrt[3]{p_1 \times p_2 \times p_3} \times \sin \gamma_1 \times \sin \gamma_2 \times \sin \gamma_3}$$



7.3. Modelo de Estimación de Probabilidad de Ocurrencia de Bloques

En base a los fundamentos presentados por Kuszmaul (1999), relativos a la probabilidad de ocurrencia de bloques, junto con las estimaciones de Cai & otros (2004) respecto al tamaño de bloques asociados al GSI, se entrega una propuesta de modelo para la estimación de probabilidad de ocurrencia de bloques.

Los supuestos y consideraciones de dicho modelo, son los siguientes:

- Los espaciamientos mínimos y máximos que se asocian a la formación de bloques corresponden a los derivados de la aproximación de Cai & otros (2004).
- La fracción de tamaño de keyblock (X), se define a través de:

$$X = \frac{VBi}{VBmax}$$

Dónde:

- ✓ VBi: Es el volumen de bloque de interés que se define en función de las posibles inestabilidades (caídas de rocas), y sus potenciales consecuencias, según el ambiente minero del análisis.
- ✓ VBmax: Volumen de bloque máximo calculado para cada GSI, de acuerdo con la aproximación de Cai & otros (2004).
- La probabilidad de ocurrencia de bloques con tamaño mayor o igual a X, queda definida por la expresión:

$$P(o) = C_1 \times \left(1 - 3X^{\frac{2}{3}} + 2X\right)$$

Dónde:

- ✓ C₁: Constante definida por Kuszmaul (1999).
- ✓ X: Fracción de tamaño de keyblock.



- La probabilidad acumulada de ocurrencia de bloques queda definida por la expresión:

$$F_x(X) = 1 - P(o)$$

Dónde:

- ✓ $P(o)$: Probabilidad de ocurrencia de bloques
- La estimación de la constante C_1 , se realiza a través de análisis retrospectivo, considerando a modo de supuesto, y de manera razonable, que el intercepto de la curva de distribución acumulada de espaciamientos, en función del GSI, derivada de la teoría de Cai & otros (2004), representa el punto $1 - C_1$ de las curvas de distribución acumulada de bloques, del modelo probabilístico de Kuzmaul.
- Para efectos de determinación del modelo, se estiman los puntos $1 - C_1$, para cada curva de distribución acumulada según el GSI, considerando un espaciamiento fijo de 10 cm (0.1 m), el cual corresponde al umbral de tamaño, definido por distintos autores, tales como Deere (1963, 1967), y Hudson & Harrison (1997). Asimismo, el valor de 10 cm, es equivalente a la abertura característica de las mallas metálicas comúnmente utilizadas como medio de soporte en las excavaciones subterráneas.
- Adicionalmente, el volumen del bloque asociado al espaciamiento de 0.1 m, determina un peso de éste entre 2 a 3 kg, el cual, en el caso de caer o proyectarse desde el techo o paredes de una excavación, con una altura típica de 4 a 5 metros, puede generar una energía equivalente a 50 J, que corresponde a la resistencia al impacto de un casco minero de seguridad, de acuerdo con las definiciones entregadas por Owen & Potvin (2003).
- La determinación de los interceptos $1 - C_1$, se muestra en la **Figura 7.7** y **Tabla 7.1**.

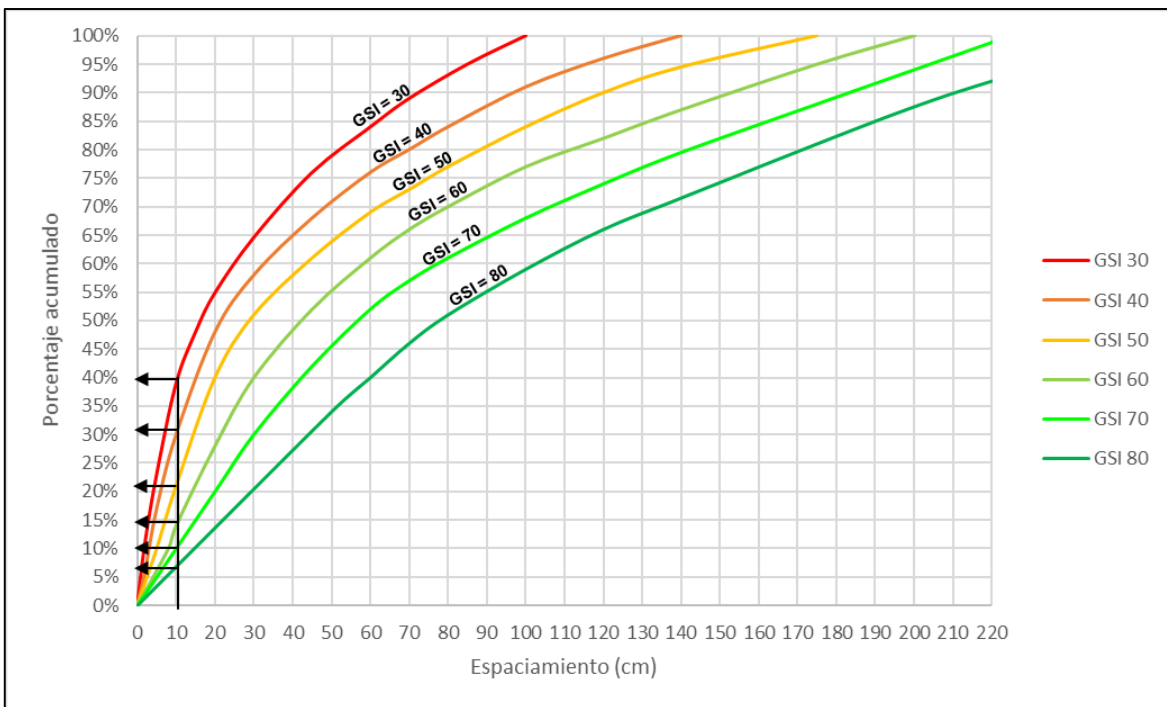


Figura 7.7. Determinación de los interceptos $1 - C_1$ asociados a cada GSI.

Tabla 7.1. Resumen de las constantes C_1 asociadas a cada GSI.

GSI	Espaciamiento (cm)	$1 - C_1$	C_1
30	10	0.40	0.60
40	10	0.30	0.70
50	10	0.23	0.77
60	10	0.15	0.85
70	10	0.10	0.90
80	10	0.06	0.94

A partir de los planteamientos del modelo, es posible construir los gráficos que se muestran en las Figuras 7.8 y 7.9, que corresponden a las estimaciones de probabilidad de ocurrencia acumulada a partir del tamaño de bloque de interés, en función del GSI.

La diferencia entre ambos gráficos, radica en que, aquel asociado a la Figura 7.8, muestra los rangos de volumen de bloque del eje de las abscisas en escala logarítmica, con el propósito de poder representar y evaluar los bloques con tamaños menores a 0.5 m^3 .

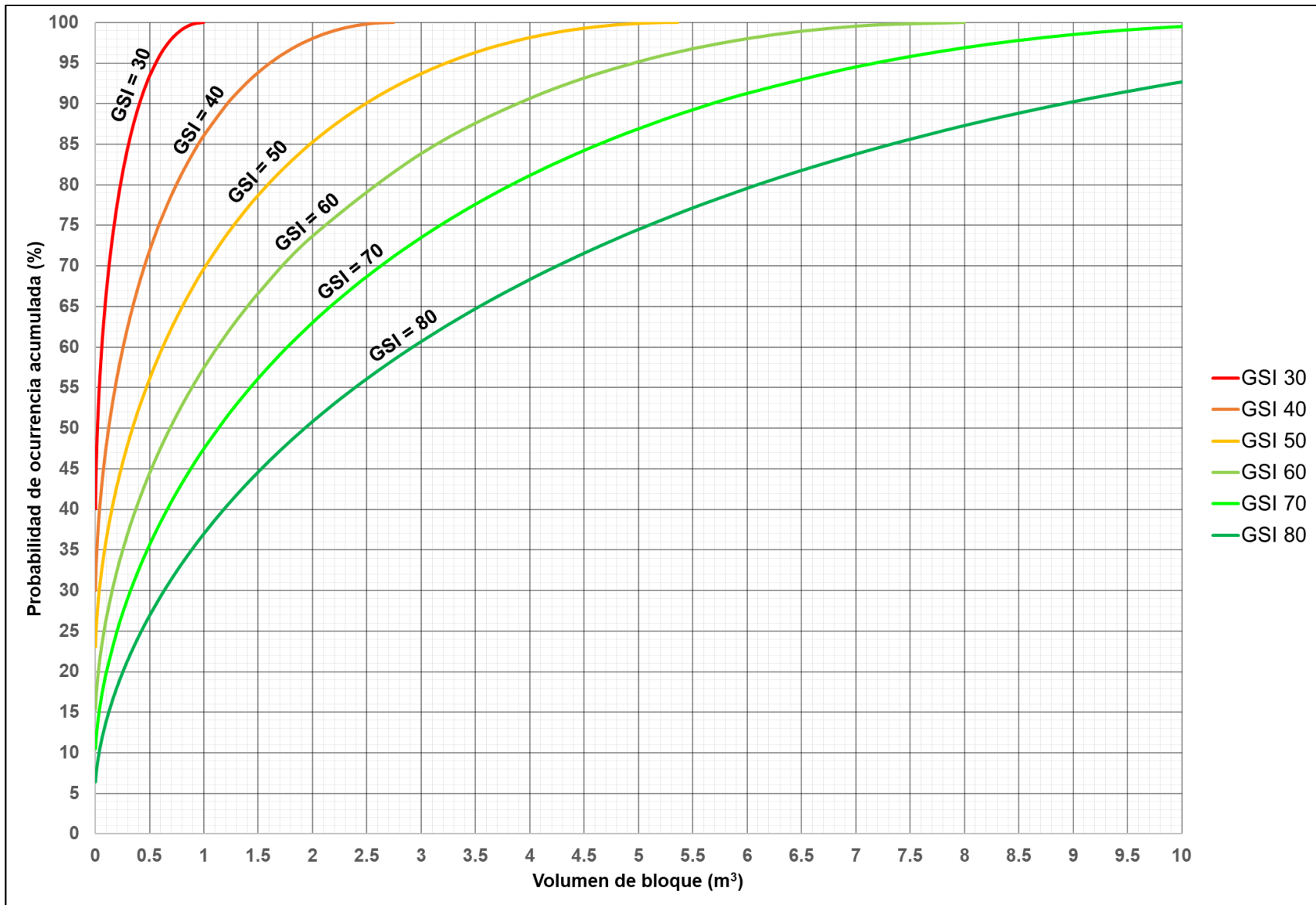


Figura 7.8. Probabilidad de ocurrencia acumulada de bloques.

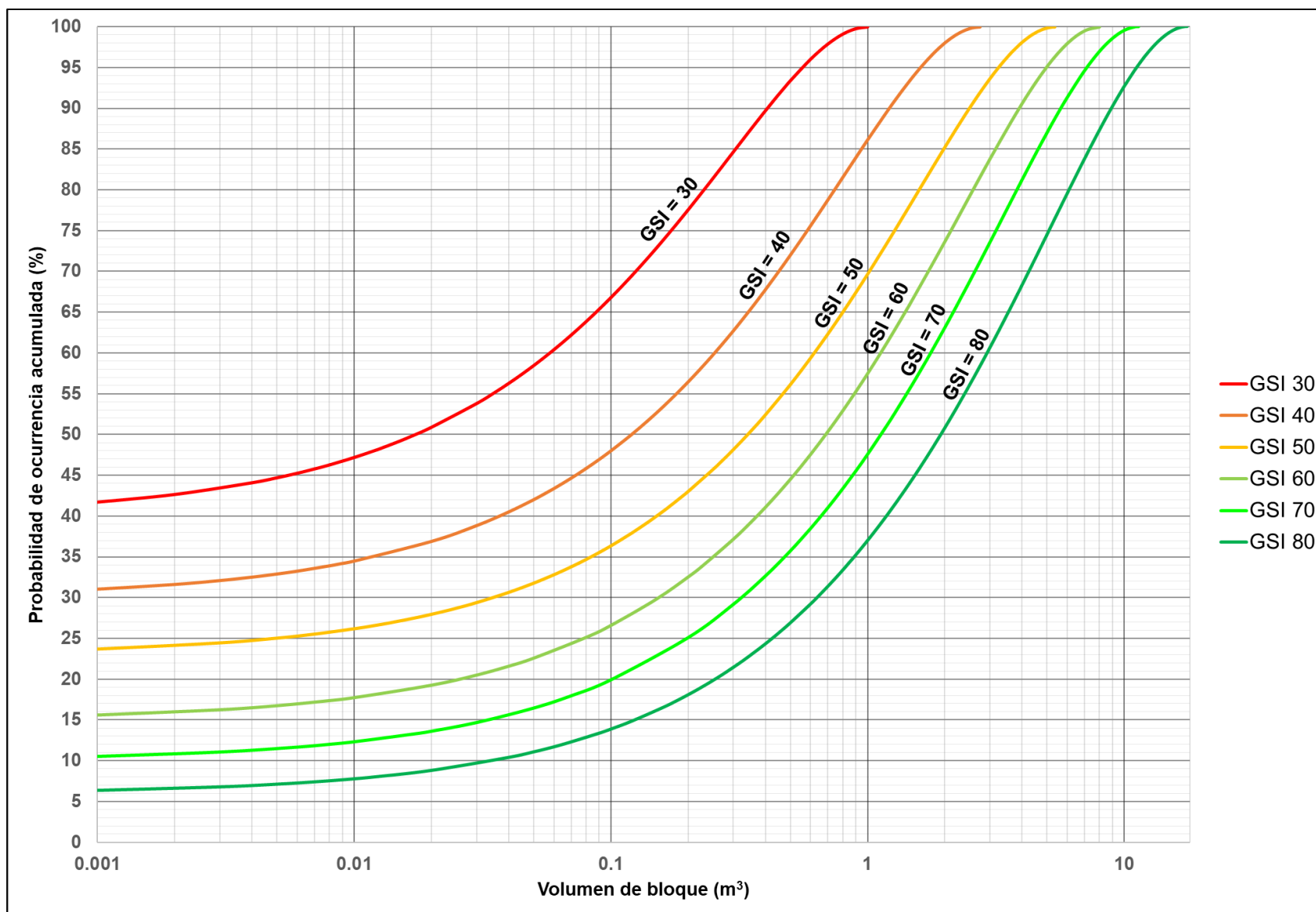


Figura 7.9. Probabilidad de ocurrencia acumulada de bloques considerando una escala logarítmica para el volumen de bloque.



A modo de ejemplo del uso de las gráficas, para el techo de una excavación, emplazada en un macizo rocoso con un GSI de 80, existe una probabilidad de aproximadamente un 35%, que se generen bloques inestables, de hasta 1 m³ de volumen.

Si tenemos la misma condición, pero considerando un GSI de 50, la probabilidad de formación de bloques con un volumen igual o menor a 1 m³, es de alrededor un 67%.

En forma progresiva, al disminuir la calidad geotécnica asociada al Índice GSI, va aumentando la probabilidad de ocurrencia acumulada de bloques de menor tamaño. Este fenómeno, es importante para la definición de criterios de selección del tipo de sostenimiento a ser utilizado como medio de estabilización de los bloques.

7.4. Mecanismos de Inestabilidad Estructural

El problema asociado a la formación de bloques discretos en el contorno de una excavación, se encuentra relacionado con la pérdida de la capacidad de auto – sostenimiento, debido a los efectos de la minería, desplazamientos no controlados, o remoción del ensamble de bloques, en condiciones gravitacionales o de bajos esfuerzos locales.

Adicionalmente, las fracturas que constituyen los bloques, no poseen resistencia a la tracción, de tal forma que un macizo rocoso de este tipo, que se encuentra sometido a esfuerzos de tracción, constituirá en la práctica un medio “desestresado” o “relajado”, que implica la pérdida de la estabilidad y la posible ocurrencia de desprendimiento. En esta condición, es fundamental mantener la resistencia al esfuerzo de corte, la cual es movilizada, por el esfuerzo compresivo normal (o de confinamiento).

El esfuerzo compresivo, podría estar asociado a las condiciones del ambiente tensional “In-Situ”, o en su defecto, se podría inducir artificialmente a través de un sistema de soporte de roca.

En el esquema de la **Figura 7.10**, se entrega una representación de los posibles bloques inestables que se podrían formar en el techo o paredes de una excavación.

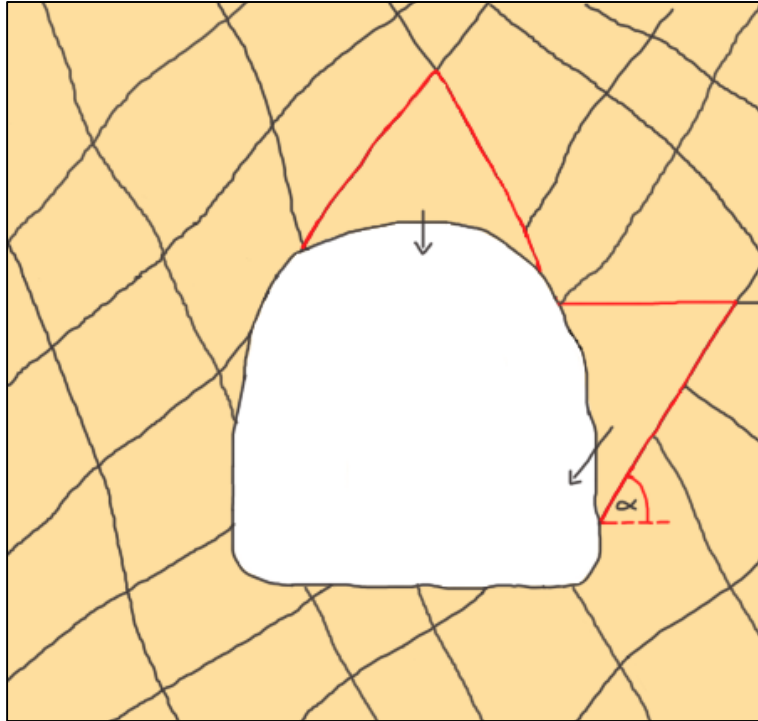


Figura 7.10. Representación de los bloques que cubren una excavación.

Intuitivamente, si se reducen los esfuerzos, es posible asumir que se generará una disminución del riesgo de inestabilidad en la excavación. Por lo general, esta condición es cierta en macizos rocosos masivos. Sin embargo, y como se explicó con anterioridad, en macizos rocosos fracturados, los esfuerzos compresivos que actúan en el contorno de la excavación, inducen un incremento de la resistencia al corte de las discontinuidades presentes, lo que produce un aumento de la estabilidad. En consecuencia, al presentarse una reducción de los esfuerzos, los bloques presentarán una mayor probabilidad de falla, tal como se puede observar en las **Figuras 7.11** y **7.12** (Potvin & Hadjigeorgiou, 2020).

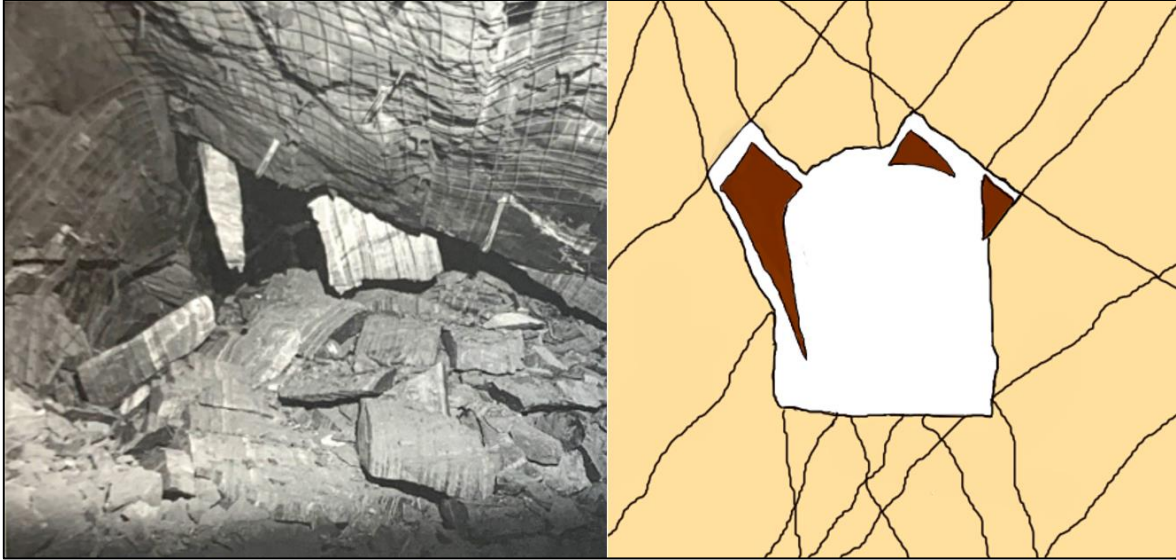


Figura 7.11. Reducción de esfuerzos en un macizo rocoso fracturado, causando caída de bloques por efecto de la gravedad y deslizamiento (Potvin & Hadjigeorgiou, 2020)



Figura 7.12. Reducción de esfuerzos en un macizo rocoso muy fracturado, causando una gran caída de bloques de diferentes tamaños (Potvin & Hadjigeorgiou, 2020)

En condiciones extremas, en las cuales se evidencian bajos niveles de esfuerzos de confinamiento, la resistencia a la fricción es movilizada directamente por el peso propio de los bloques ubicados en las paredes de una excavación. Sin embargo, los bloques ubicados en el techo, se verán afectados por un mecanismo gravitacional o de “caída libre”, debido a la ausencia de esfuerzos compresivos.

A partir de estos mecanismos se deduce que, en condiciones de relajación o bajos esfuerzos, la probabilidad de caída de bloques desde el techo de una excavación, es mayor respecto a las probabilidades de deslizamiento de bloques desde las paredes o “cajas” de ésta. En consecuencia, y bajo estas condiciones, lo más probable es que, de formarse un bloque en el techo de la excavación, éste sufrirá su caída, por lo que es posible validar el uso del modelo de Kuzmaul para este tipo escenario, que en otras palabras considera que la probabilidad de falla de un bloque que ocurre en el techo, es del 100%, tal como se muestra en el esquema de la **Figura 7.13**.

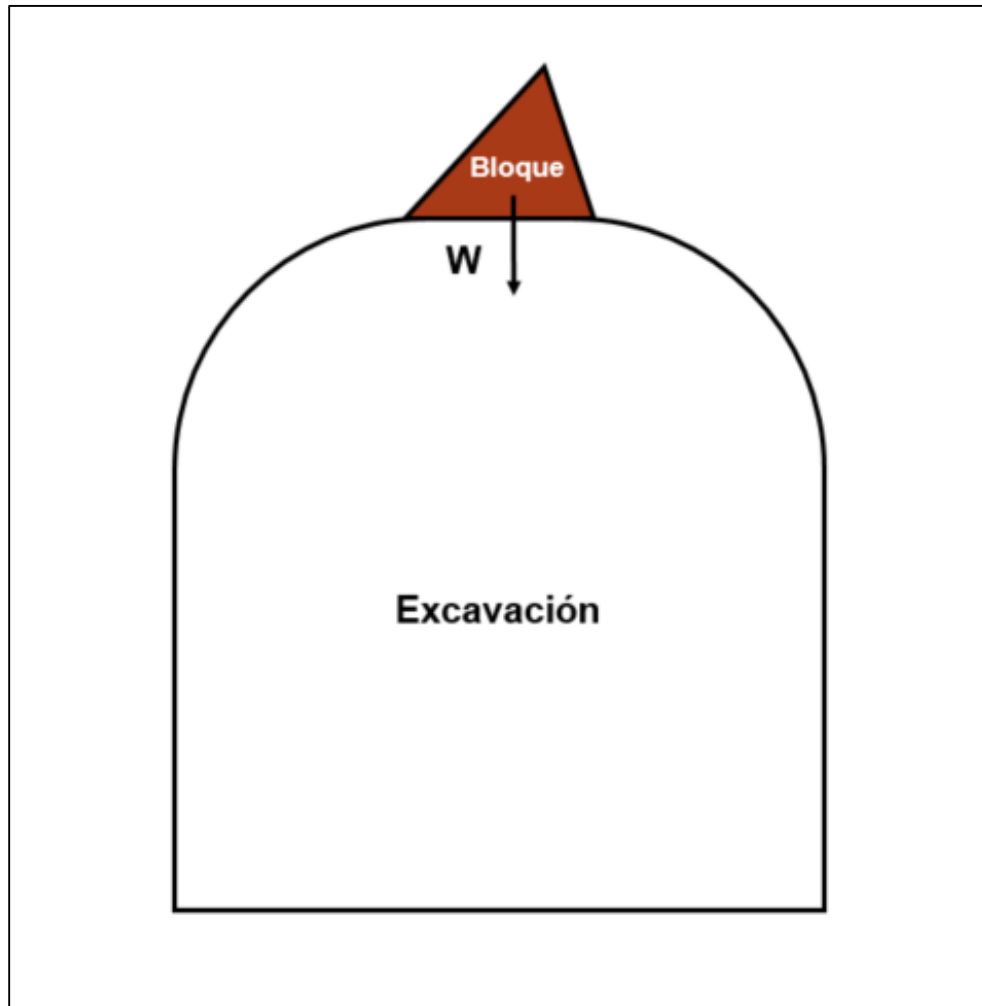


Figura 7.13. Esquema que muestra la condición de inestabilidad de un bloque ubicado en el techo de una excavación, en un ambiente de “relajación” o de bajos esfuerzos compresivos.

Como se indicó con anterioridad, la condición de estabilidad asociada al potencial deslizamiento de un bloque ubicado en una pared de la excavación, se encuentra determinada por la razón entre la resistencia del plano de deslizamiento (definida en función del ángulo de fricción y cohesión de éste), respecto a la movilización del bloque debido a su peso propio, y el ángulo de inclinación de la superficie, tal como se muestra en el esquema y ecuación de la **Figura 7.14**.

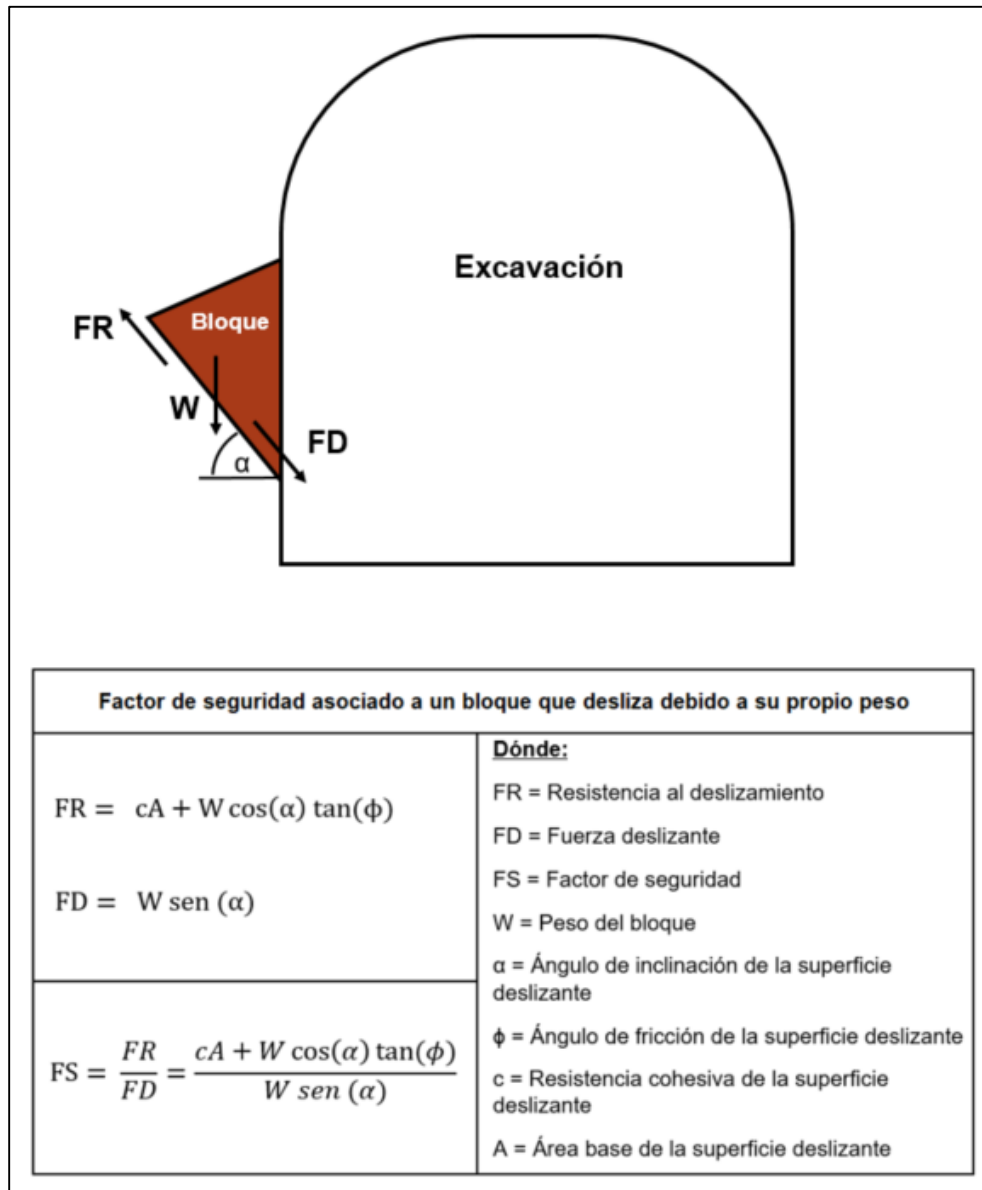


Figura 7.14. Esquema que muestra la condición de inestabilidad de un bloque deslizante emplazado en la pared de una excavación.



Acorde con lo anteriormente mencionado, se procede a la construcción de una serie de gráficas o ábacos de estabilidad de bloques deslizantes, en función del Índice GSI.

Los supuestos y consideraciones, para la construcción de estos ábacos, son los siguientes:

- Los valores del ángulo de fricción utilizados, varían entre $\phi = 20^\circ$ (mínimo) y $\phi = 40^\circ$ (máximo), con un promedio de $\phi = 30^\circ$, que corresponden a valores característicos en diaclasas.
- Respecto a las cohesiones, se consideran valores residuales (mínimos), asociados a estructuras para distintos rangos de GSI, tal como se muestra en la **Tabla 7.2**.

Tabla 7.2. Cohesiones residuales asociadas a los rangos de GSI.

GSI	Cohesión (kPa)
80 - 100	2
60 - 80	1
40 - 60	0.5
20 - 40	0.1

- Los valores del ángulo de inclinación del plano deslizante, se encuentran comprendidos en un rango de $\alpha = 20^\circ$ y $\alpha = 70^\circ$.
- Los volúmenes de bloques considerados en el análisis se estiman de acuerdo con los rangos del Índice GSI, según la metodología de Cai & otros (2004).
- Para efectos de la estimación de la estabilidad en función del peso de los bloques, se considera, una densidad de roca de 3 ton/m^3 .

Los Ábacos de Estabilidad de Bloques Deslizantes, formados a partir de la interacción de diaclasas, los cuales se han construido en función de distintas calidades geotécnicas según el Índice GSI (que definen los volúmenes de bloques), ángulos de fricción interna, cohesión y ángulo del plano de deslizamiento, se muestran en las **Figuras 7.15 a 7.18**.

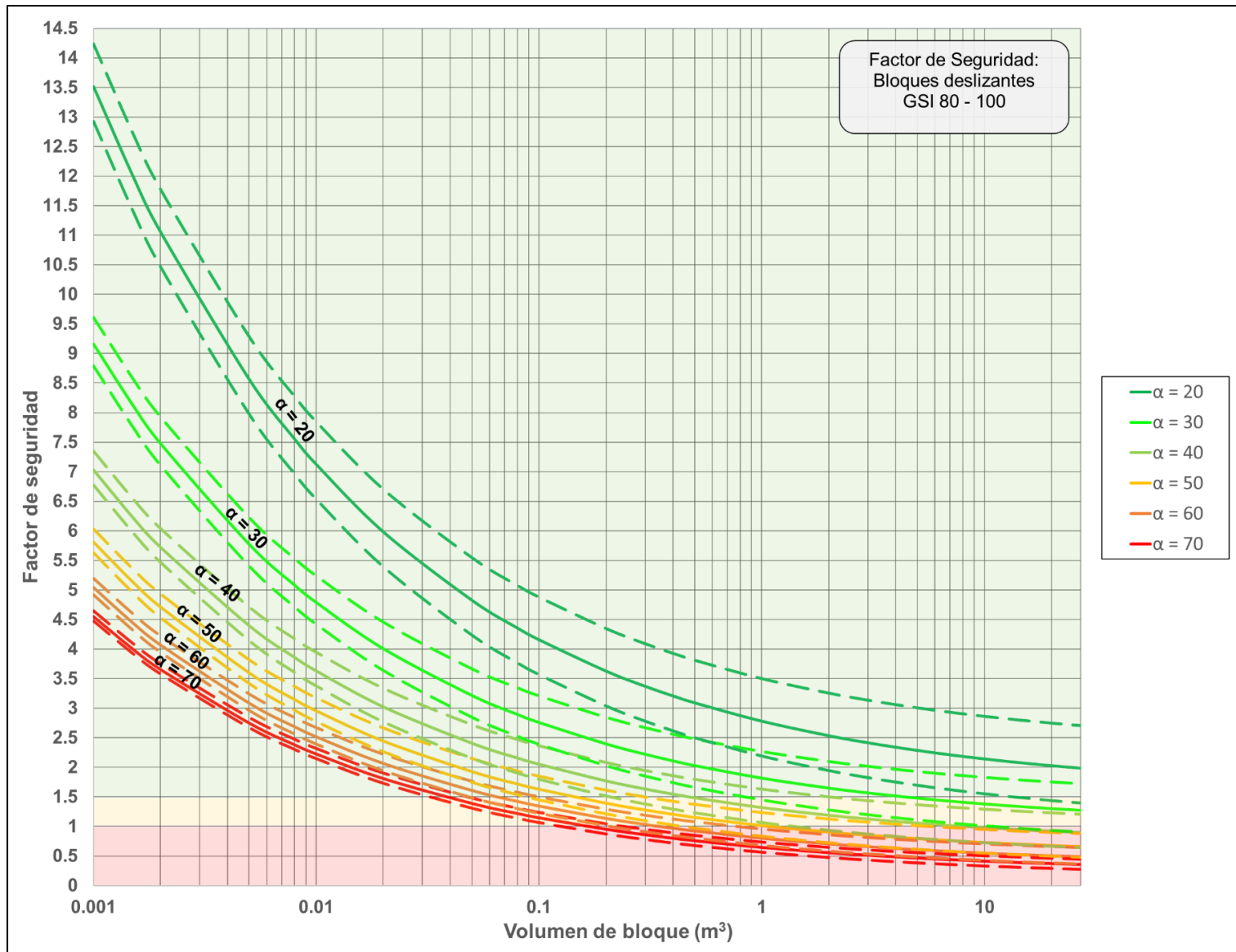


Figura 7.15. Ábaco de Estabilidad de Bloques Deslizantes para un GSI 80-100.

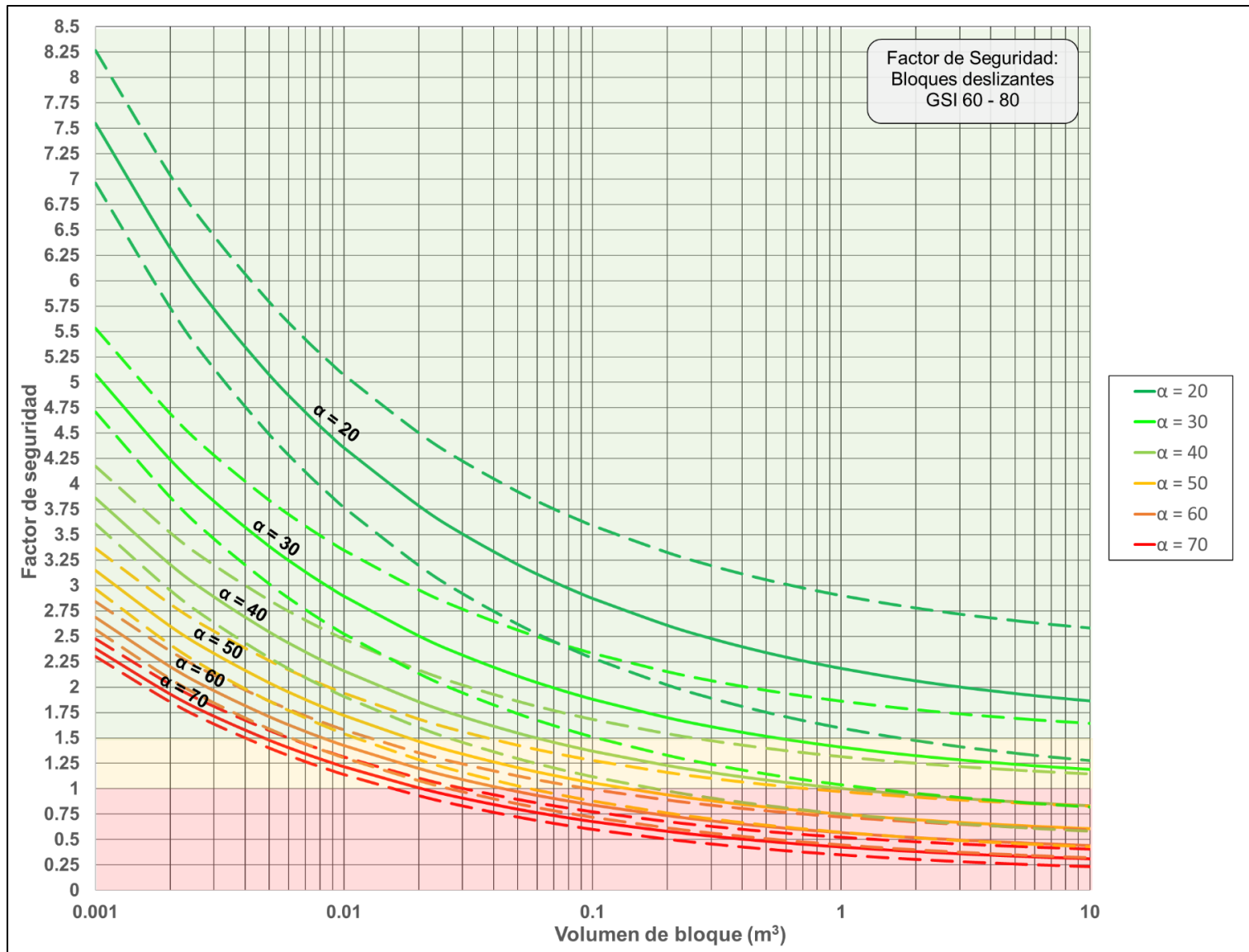


Figura 7.16. Ábaco de Estabilidad de Bloques Deslizantes para un GSI 60-80.

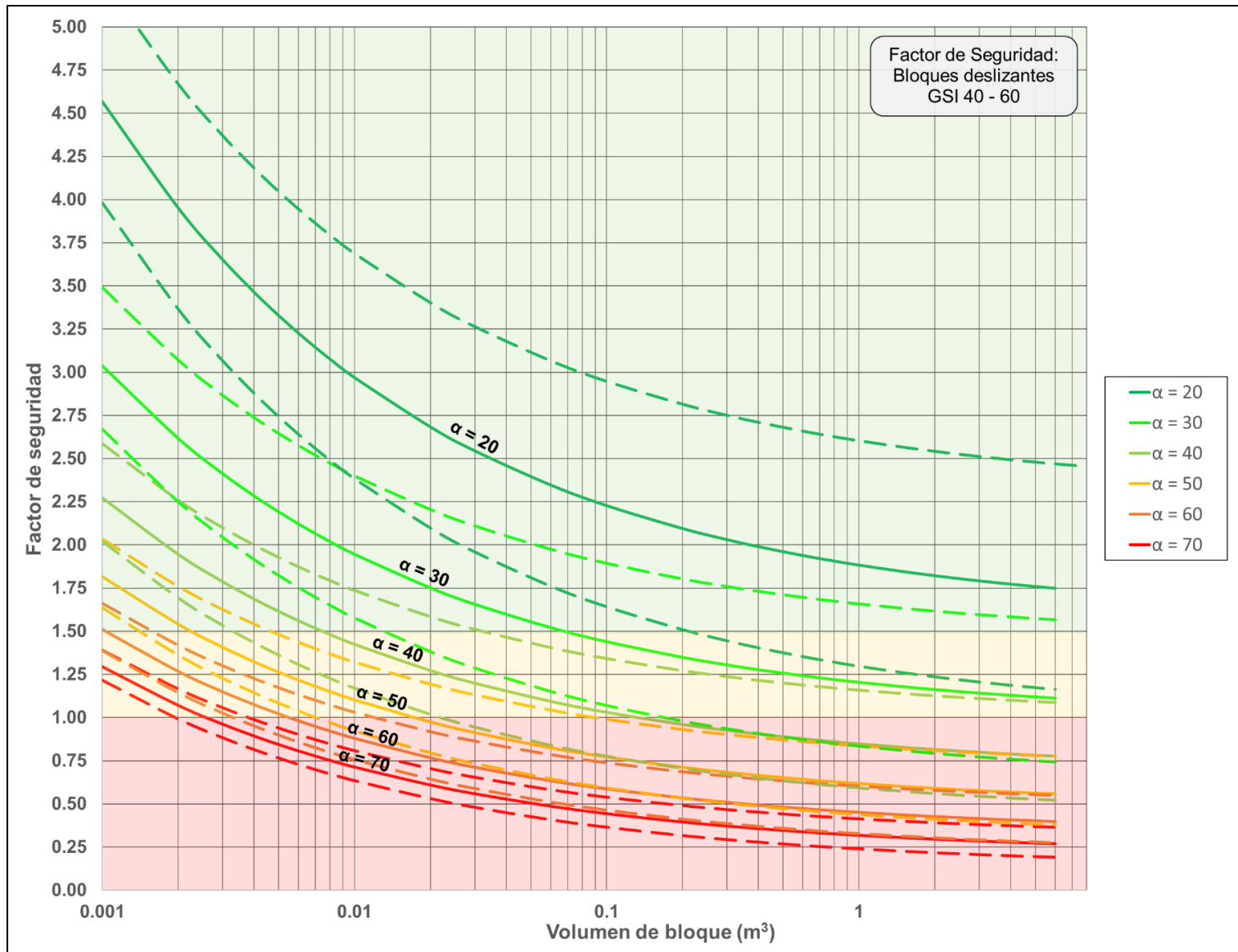


Figura 7.17. Ábaco de Estabilidad de Bloques Deslizantes para un GSI 40-60.

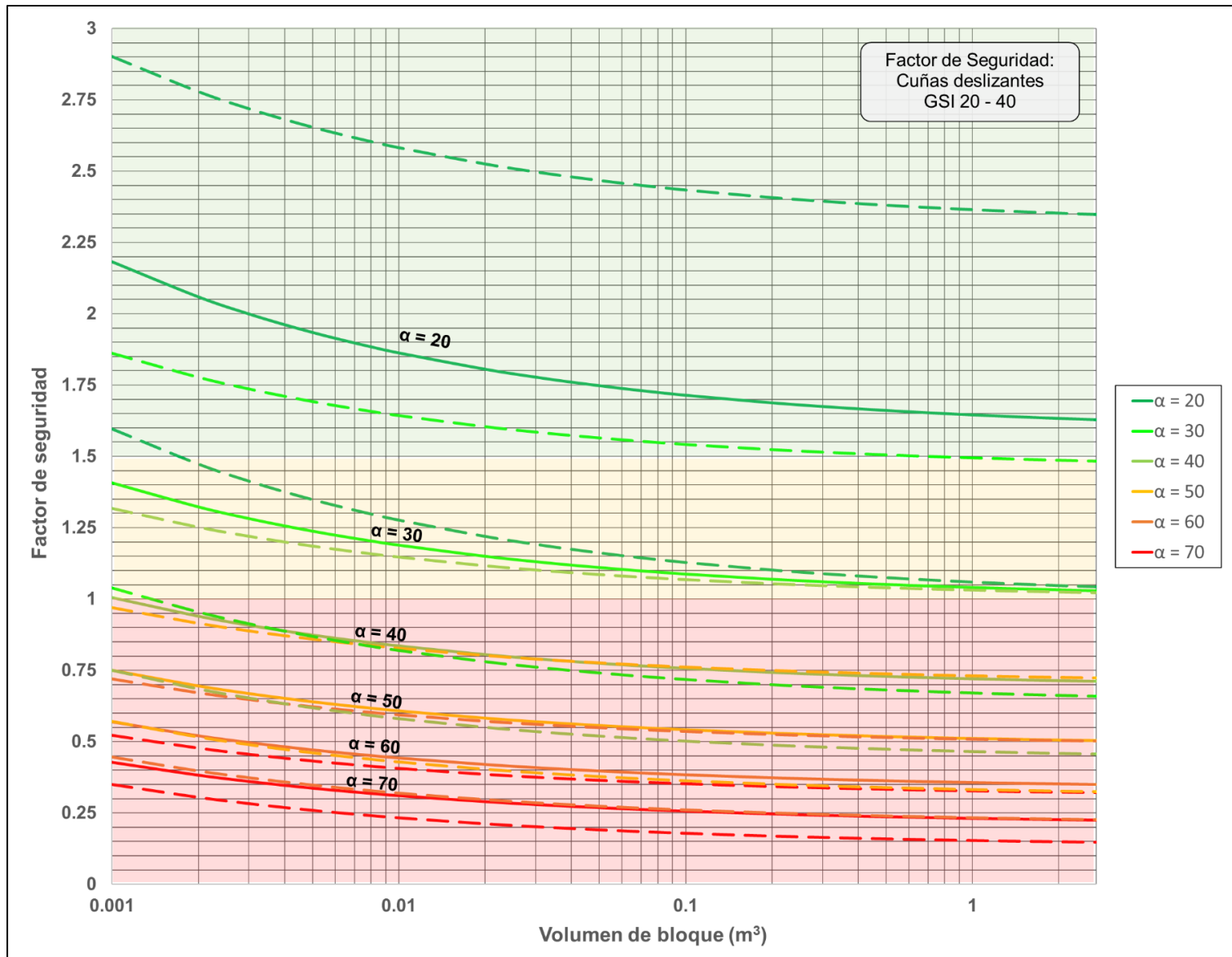


Figura 7.18. Ábacos de Estabilidad de Bloques Deslizantes para un GSI 20-40.

A partir de los Ábacos, asociados a cada uno de los ángulos de deslizamiento de bloques, para los distintos rangos de GSI, se capturan los conjuntos de datos de Factores de Seguridad, los cuales se analizan y validan estadísticamente mediante el uso del Software Best-Fit, de la plataforma @RISK 8.2.2 (Palisade Company LLC, 2022), versión gratuita con fines educacionales.

La validación estadística mediante Criterio Chi-Cuadrado permite estimar de manera razonable, con un intervalo de confianza del 95%, que los datos se comportan de acuerdo con una Curva de Distribución Log-Normal, de tal forma que, la distribución acumulada de los datos y la curva de ajuste, se representan a modo de ejemplo, en la **Figura 7.19**.

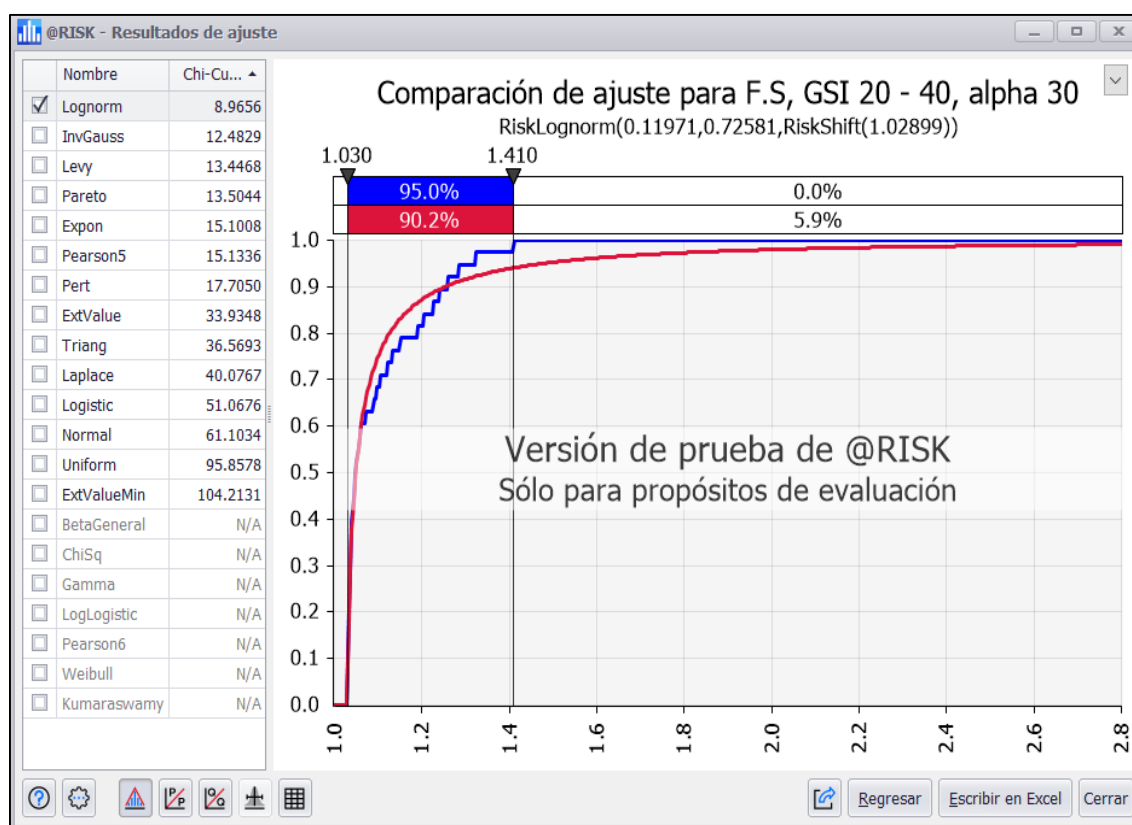


Figura 7.19. Curva de ajuste Log-Normal entregada por el Software Best-Fit.

En consecuencia, se construyen Ábacos de Estimación de Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes, en función de los ángulos del plano de deslizamiento, para los distintos rangos de GSI, los cuales se muestran en las **Figuras 7.20 a 7.23**.

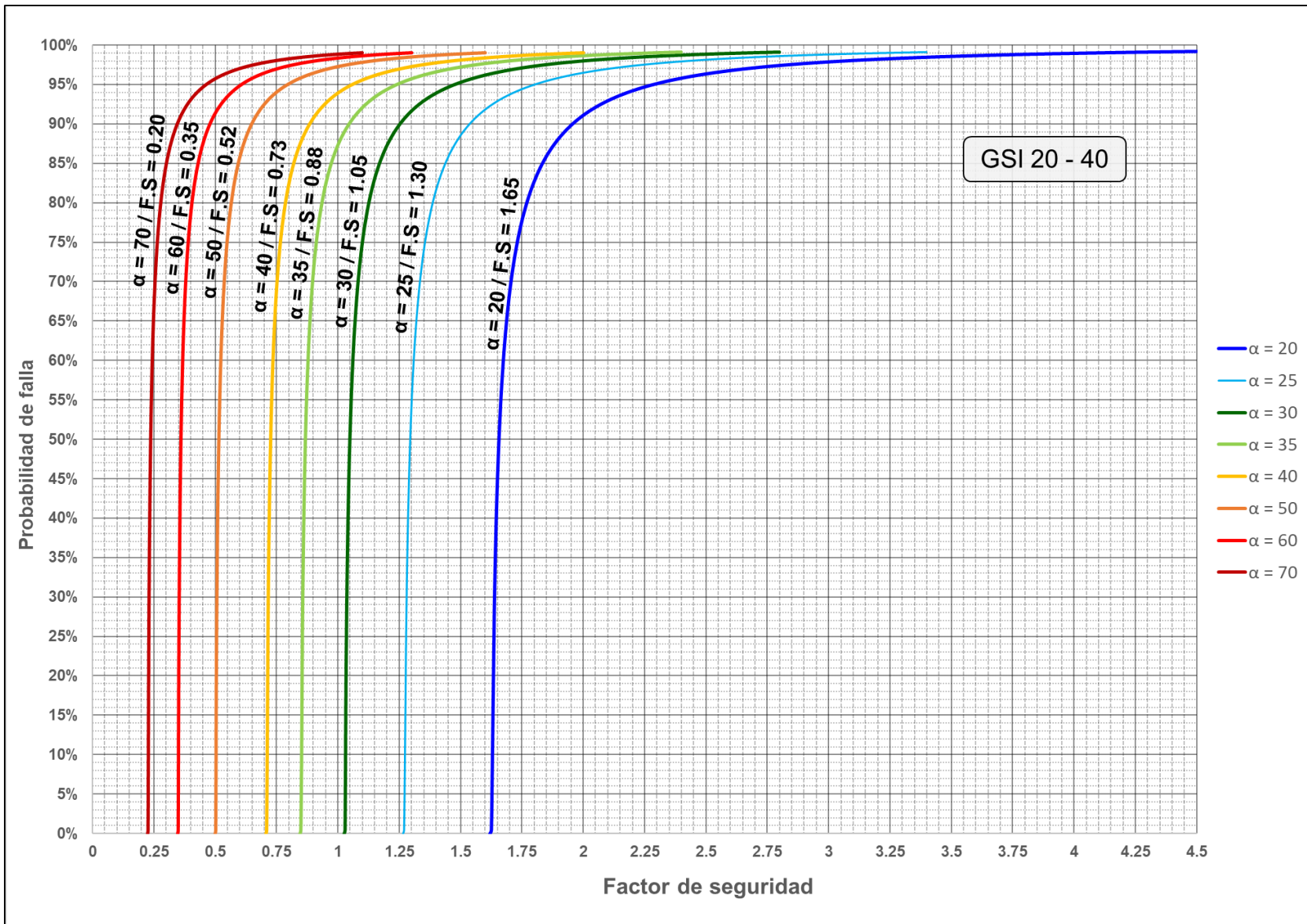


Figura 7.20. Ábaco de Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes para un GSI 20-40.

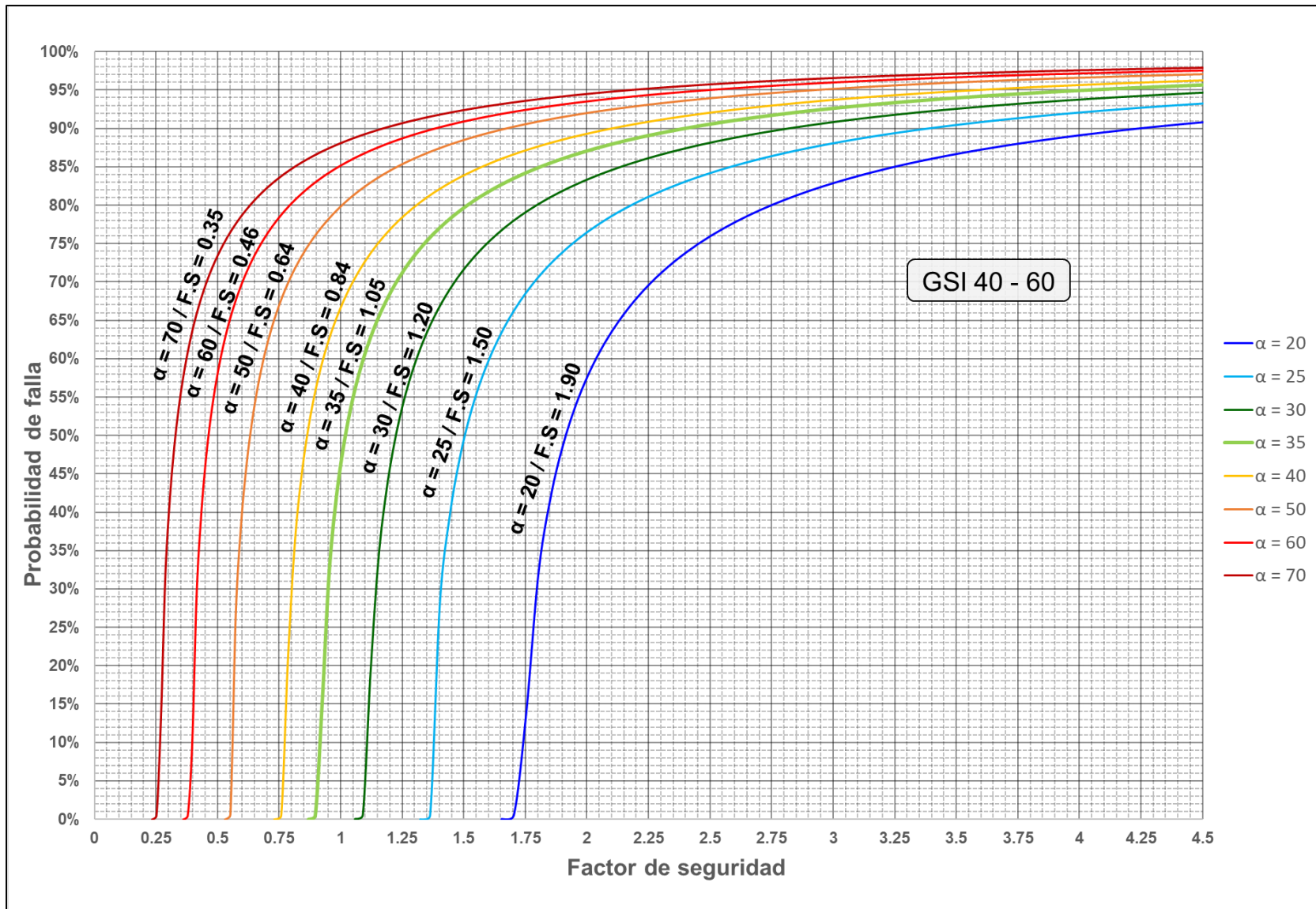


Figura 7.21. Ábaco de Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes para un GSI 40-60.

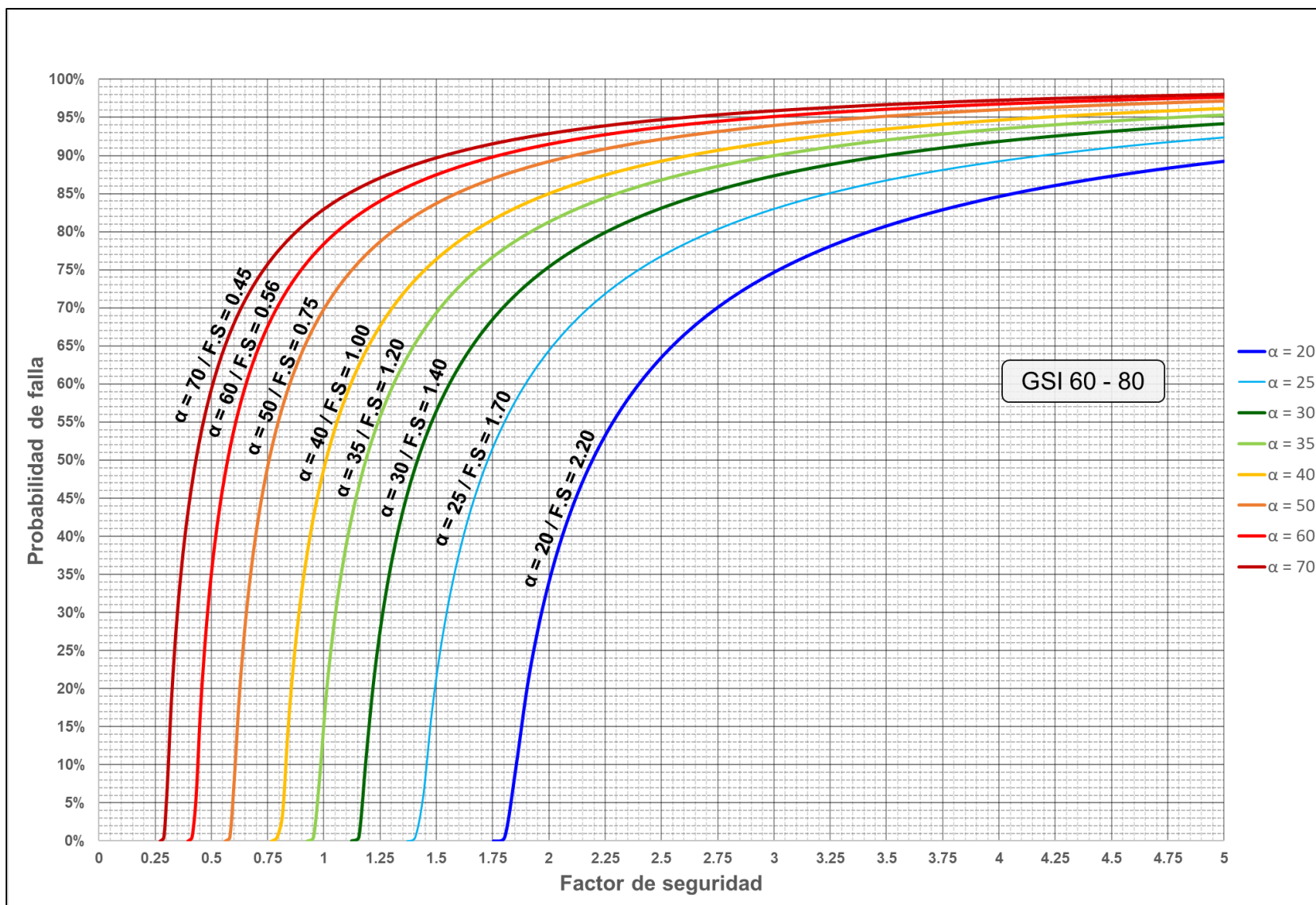


Figura 7.22. Ábaco de Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes para un GSI 60-80.

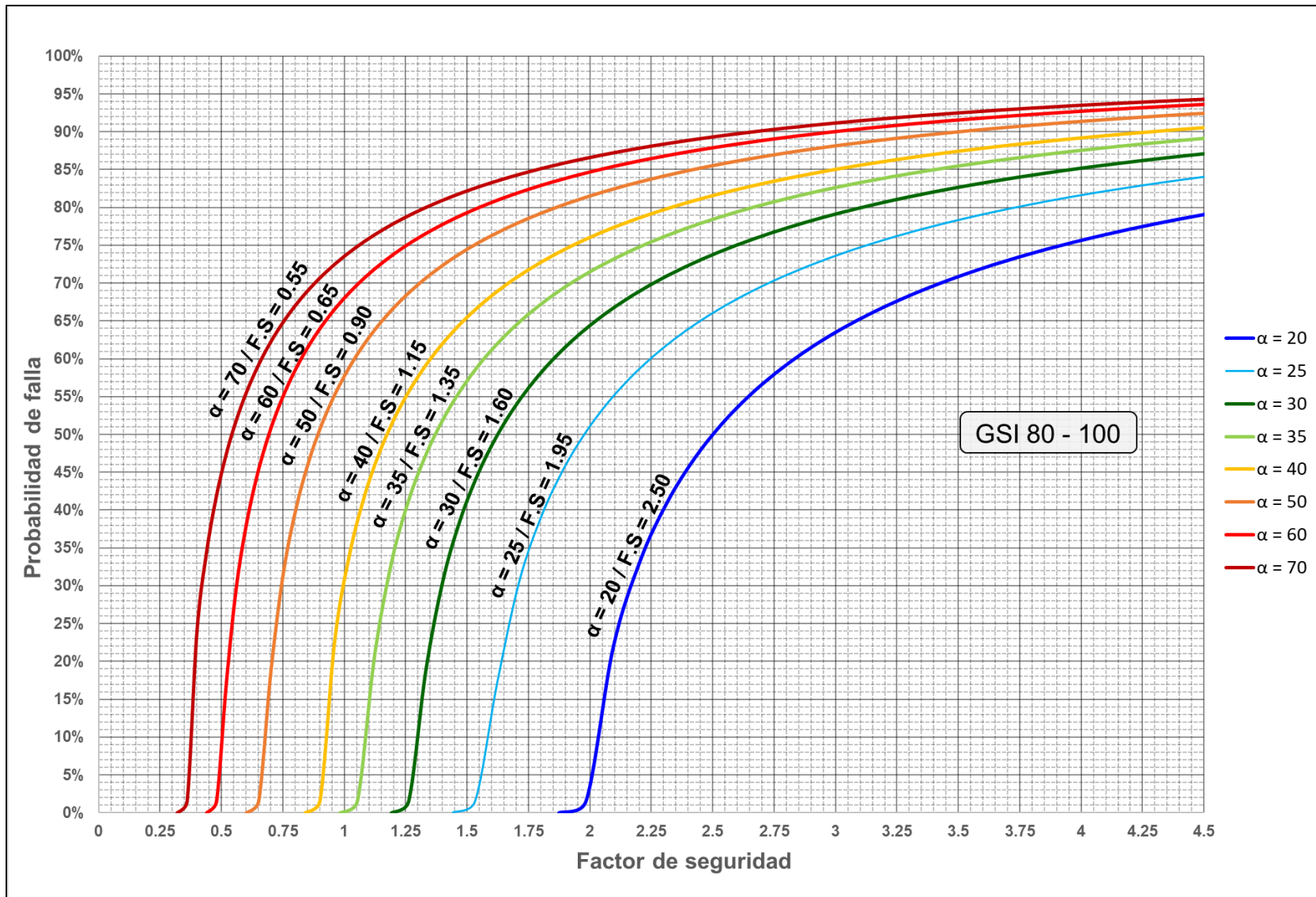


Figura 7.23. Ábaco de Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes para un GSI 80-100.

7.5. Modelo Probabilístico Integrado (Fernández, 2000)

A partir del análisis desarrollado, es posible establecer un Modelo Probabilístico Integrado para la estimación de la probabilidad de caída de bloques, considerando la ocurrencia de éstos, en el contorno de una excavación subterránea.

Los supuestos y consideraciones del modelo, son los siguientes:

- Se considera un espacio muestral (contorno de la excavación, sin considerar el piso de ésta), el cual es dividido en tres subespacios: techo (T), caja izquierda (I) y caja derecha (D), tal como se aprecia en la **Figura 7.24**.

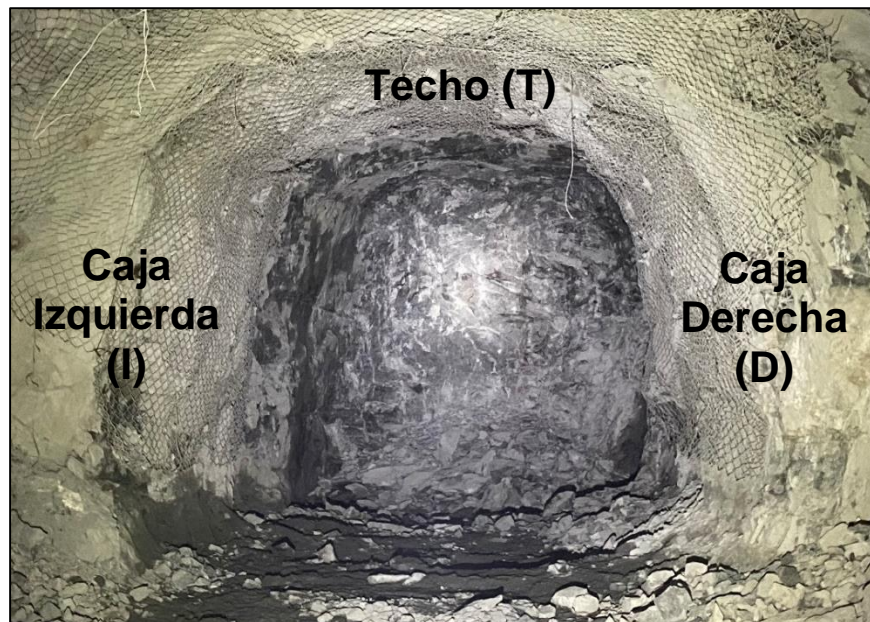


Figura 7.24. Definición del espacio muestral para la determinación de probabilidad de falla.

- No se considera la frente de la excavación en sí, debido a que ésta corresponde a una situación en particular de avance en la construcción de una excavación.
- Además, se definen los siguientes parámetros:
 - ✓ B = ocurrencia de bloque en el contorno de la excavación.
 - ✓ F = ocurrencia de falla en el contorno de la excavación.

En consecuencia, la probabilidad de que se formen bloques en el contorno de la excavación, puede ser definida a través de la **Ecuación 7.13**.

Ecuación 7.13. Probabilidad de ocurrencia de bloques en el contorno de la excavación.

$$P(B) = P(B/T) + P(B/I) + P(B/D)$$



Dónde:

- $P(B/T)$ = probabilidad de que ocurra un bloque en el techo de la excavación.
- $P(B/D)$ = probabilidad de que ocurra un bloque en la caja derecha de la excavación.
- $P(B/I)$ = probabilidad de que ocurra un bloque en la caja izquierda de la excavación.

Los eventos probabilísticos relacionados con la ocurrencia y falla de bloques, son independientes entre subespacios. Por ejemplo, la ocurrencia de bloques en las cajas es independiente de la ocurrencia en el techo. Una situación análoga se produce para la ocurrencia de falla.

La probabilidad de que se genere la falla (caída de bloque), en el contorno de la excavación, dada la existencia de bloques, queda determinada por una expresión de probabilidad condicional, tal como se detalla en la **Ecuación 7.14**.

Ecuación 7.14. Probabilidad de falla en el contorno de la excavación, dada la existencia de bloques

$$P(F/B) = \frac{P(F \cap B)}{P(B)}$$

Considerando que, $P(F \cap B)$, es la probabilidad de que ocurra la falla y el bloque, en el contorno de la excavación, y se expresa mediante la **Ecuación 7.15**.

Ecuación 7.15. Probabilidad de que ocurra la falla y el bloque en el contorno de la excavación.

$$P(F \cap B) = P(F/T) P(B/T) + P(F/I) P(B/I) + P(F/D) P(B/D)$$

Dónde:

- $P(F/T)$ = probabilidad de que ocurra la caída de un bloque en el techo de la excavación.
- $P(F/I)$ = probabilidad de que ocurra la caída de un bloque desde la pared izquierda de la excavación.
- $P(F/D)$ = probabilidad de que ocurra la caída de un bloque desde la pared derecha de la excavación.



La expresión final para la determinación de la probabilidad de falla, en el contorno de una excavación, dada la existencia de bloques, queda determinada por la **Ecuación 7.16**.

Ecuación 7.16. Expresión final de la probabilidad de ocurrencia de falla en el contorno de la excavación.

$$P(F/B) = \frac{K_t P(B/T) P(F/T) + K_i P(B/I) P(F/I) + K_d P(B/D) P(F/D)}{P(B/T) + P(B/I) + P(B/D)}$$

Dónde:

- $P(B/T)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en el techo de la excavación.
- $P(F/T)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde el techo de la excavación.
- K_t : factor geométrico = ancho / perímetro de la excavación.
- $P(B/I)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en la pared izquierda de la excavación.
- $P(F/I)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde la pared izquierda de la excavación.
- K_i : factor geométrico = altura de la pared izquierda / perímetro de la excavación.
- $P(B/D)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en la pared derecha de la excavación.
- $P(F/D)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde la pared derecha de la excavación.
- K_d : factor geométrico = altura de la pared derecha / perímetro de la excavación.

8. VALIDACIÓN Y AJUSTE DEL MODELO PROPUESTO

La validación y ajuste de los ábacos previamente construidos se realiza considerando información geotécnica de campo, obtenida a partir de un conjunto de minas ubicadas a lo largo de Chile. De esta forma, y mediante un proceso de foto-interpretación de las paredes y techos de las excavaciones, utilizando el software WipFrag, es posible obtener una estimación de los volúmenes de bloques presentes.

De esta forma, las etapas de validación y ajuste del modelo, son las siguientes:

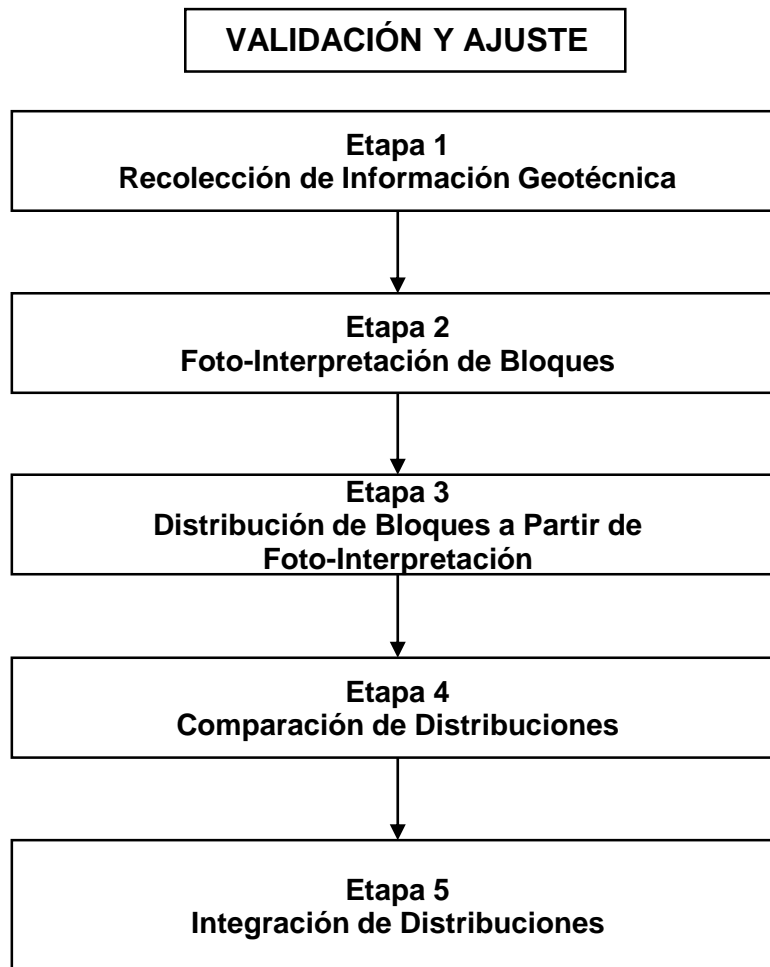


Figura 8.1. Etapas de validación y ajuste del Modelo de Estimación de Bloques.



8.1. Etapa 1: Recopilación de Información Geotécnica

La primera etapa de validación y ajuste del Modelo de Estimación de Bloques, corresponde a la recolección de la información básica, obtenida a través del trabajo de campo en un conjunto de minas a lo largo de Chile, mediante la ejecución de celdas geotécnicas, como la presentada en el ejemplo de la **Tabla 8.1**.

Tabla 8.1. Ejemplo de información resumida obtenida a partir de una celda geotécnica.

Parámetro		Celda geotécnica	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
RQD %		67	13
Espaciamiento.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65

Las Mineras a partir de las cuales se recolectó la información geotécnica, son las siguientes:

- Mantos de la Luna.
- Atacama Kozan.
- Talcuna.
- Las Cenizas.
- Catemu
- Chépica.
- El Toqui.

La **Figura 8.2** corresponde a un mapa minero, en el cual se muestra la región de Chile (resaltada en color azul), y los puntos asociados a la ubicación de cada una de las minas evaluadas.

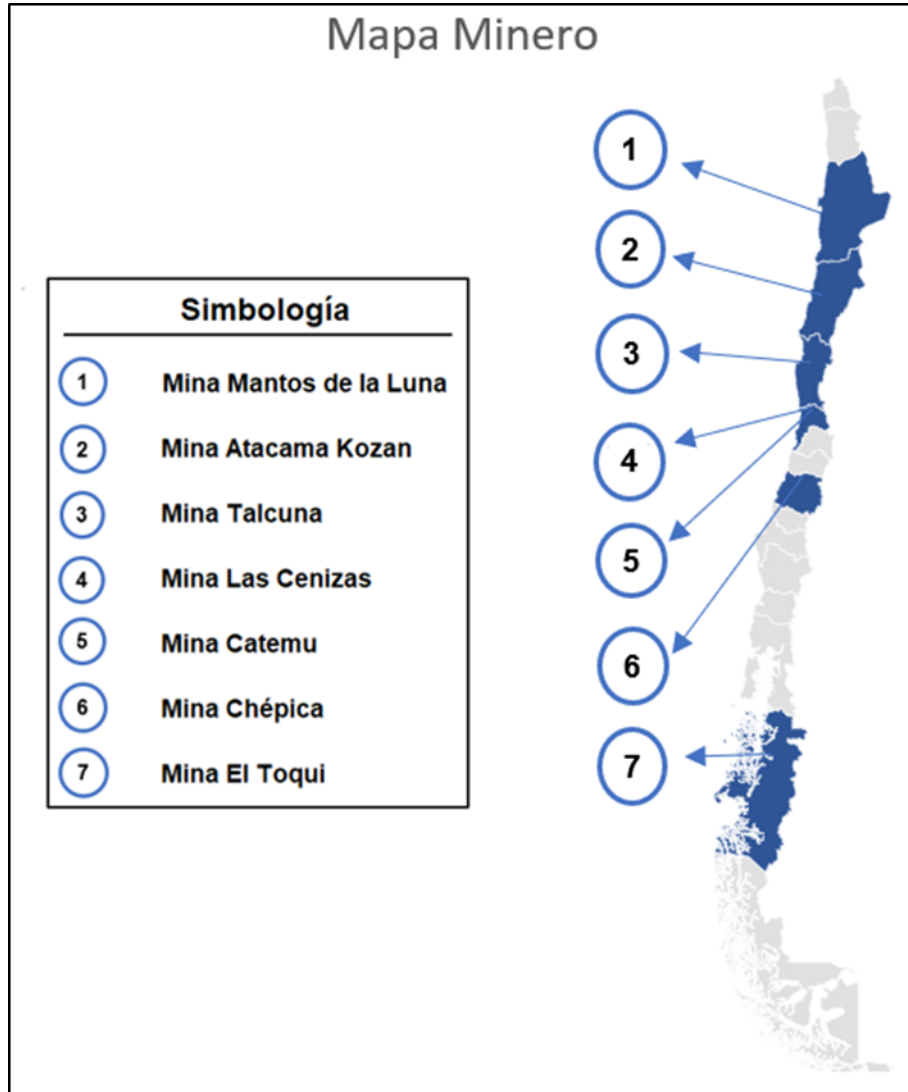


Figura 8.2. Mapa minero de las minas evaluadas.

La información básica (referencial) correspondiente a cada una de las minas evaluadas, se presenta en la **Tabla 8.2**.

De esta forma, se entrega: nombre de la mina, empresa minera, ubicación, tipo de mena, método de explotación, producción diaria estimada, profundidad, calidad geotécnica del macizo rocoso.

La información geotécnica de cada una de las minas evaluadas, se entrega en el **Anexo A**.



Tabla 8.2. Resumen de información básica asociada a las minas evaluadas.

Nombre de la Mina	Empresa	Ubicación	Tipo de Mena	Método de explotación	Producción diaria (tpd)	Profundidad	Calidad Geotécnica
Mantos de la Luna	Compañía Minera Mantos de la Luna S.A.	Región de Antofagasta (Chile)	Sulfuro de Cobre	Realce por Subniveles (Sublevel Stopping)	1500 - 2000	< 400 m	GSI promedio entre 60 - 70, y menor calidad geotécnica en zonas de falla, con valores de GSI comprendidos entre 30 y 40
Atacama Kozan	S.C.M. Atacama Kozan	Región de Atacama (Chile)	Sulfuro de cobre	Realce por Subniveles (Sublevel Stopping)	3500 - 5000	< 600 m	GSI promedio entre 60 - 70. Los núcleos de los sistemas de Falla poseen un GSI entre 25 y 40, mientras que los halos o zonas de fractura/cizalle de las fallas evidencian un GSI entre 40 y 50.
Talcuna	Compañía Minera del Valle	Región de Coquimbo (Chile)	Sulfuro de Cobre	Realce por Subniveles (Sublevel Stopping) y Cámaras & Pilares (Room & Pillar)	1000 - 12000	< 500 m	GSI promedio entre 60 - 70. Los núcleos de los sistemas de Falla poseen un GSI entre 25 y 40, mientras que los halos o zonas de fractura/cizalle de las fallas evidencian un GSI entre 40 y 50.



Tabla 8.2 (continuación). Resumen de información básica asociada a las minas evaluadas.

Nombre de la Mina	Empresa	Ubicación	Tipo de Mena	Método de explotación	Producción diaria (tpd)	Profundidad	Calidad Geotécnica
Las Cenizas	Compañía Minera Las Cenizas S.A.	Región de Valparaíso	Sulfuro de Cobre	Realce por Subniveles (Sublevel Stopping)	2500 - 3000	< 600 m	GSI promedio entre 60 - 70, y menor calidad geotécnica en zonas de falla, con valores de GSI comprendidos entre 30 y 40
Catemu	Sociedad Minera 3H Limitada	Región de Valparaíso	Óxido de Cobre	Cámaras & Pilares (Room & Pillar)	800 - 1000	< 200 m	GSI promedio entre 50 - 60. Los núcleos de los sistemas de Falla poseen un GSI entre 25 y 40, mientras que los halos o zonas de fractura/cizalle de las fallas evidencian un GSI entre 40 y 50.
Chépica	Polar Star Mining Corporation (Xtract Resources)	Región del Maule	Sulfuro de Oro	Realce por Subniveles (Sublevel Stopping)	400 - 500	< 200 m	GSI promedio entre 50 - 60. Los núcleos de los sistemas de Falla poseen un GSI entre 25 y 40, mientras que los halos o zonas de fractura/cizalle de las fallas evidencian un GSI entre 40 y 50.
El Toqui	Nyrstar / Laguna Resources	Región de Aysén	Polimetálico (sulfurado de oro, zinc, plata y plomo)	Cámaras & Pilares (Room & Pillar) y Realce por Subniveles (Sublevel Stopping)	1000 - 1200	< 500 m	GSI promedio entre 60 - 70, y menor calidad geotécnica en zonas de falla, con valores de GSI comprendidos entre 30 y 40

8.2. Etapa 2: Foto-Interpretación de Bloques

Como se mencionó anteriormente, mediante el uso software WipFrag, se realizó un conjunto de análisis fotográficos, correspondientes a los bloques formados en las paredes (“cajas”) y techos de las excavaciones asociadas a las minas subterráneas previamente citadas.

En la **Figura 8.3**, y a modo de ejemplo, se muestra la fotografía “In-Situ” (a la izquierda), mientras que la foto mosaico procesada y teselada para el análisis, corresponde a la imagen del lado derecho. En la **Figura 8.4** se entrega la curva y el histograma de distribución de dimensiones de los bloques presentes.

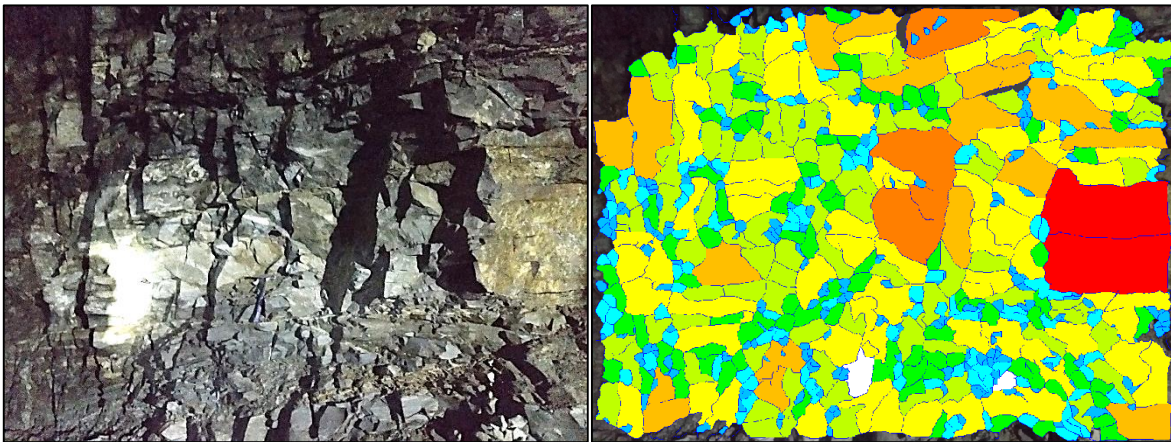


Figura 8.3. (A) Captura fotográfica “In-Situ” (lado izquierdo), mientras que la imagen del lado derecho (B), corresponde a la foto procesada y teselada para el análisis.

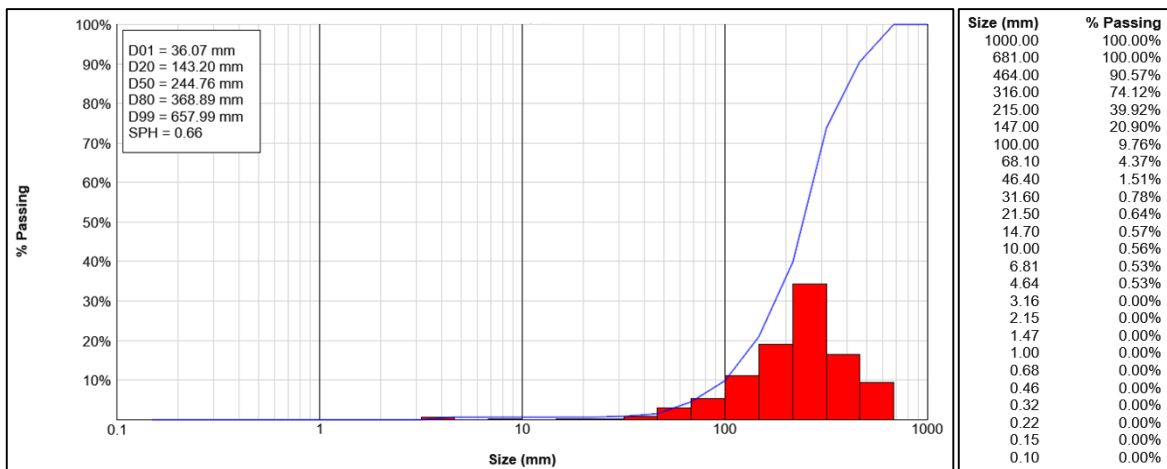


Figura 8.4. Histograma de distribución de dimensiones de bloques obtenidos.

El conjunto de imágenes procesadas y analizadas se entregan en el **Anexo B**.

8.3. Etapa 3: Distribución de Bloques a partir de foto-interpretación

A partir del proceso de foto-interpretación se obtuvieron las curvas de distribución las dimensiones de los bloques, y a partir de éstas, se construyeron los gráficos de distribución de volúmenes de bloques que se presentan en la **Figura 8.5**.

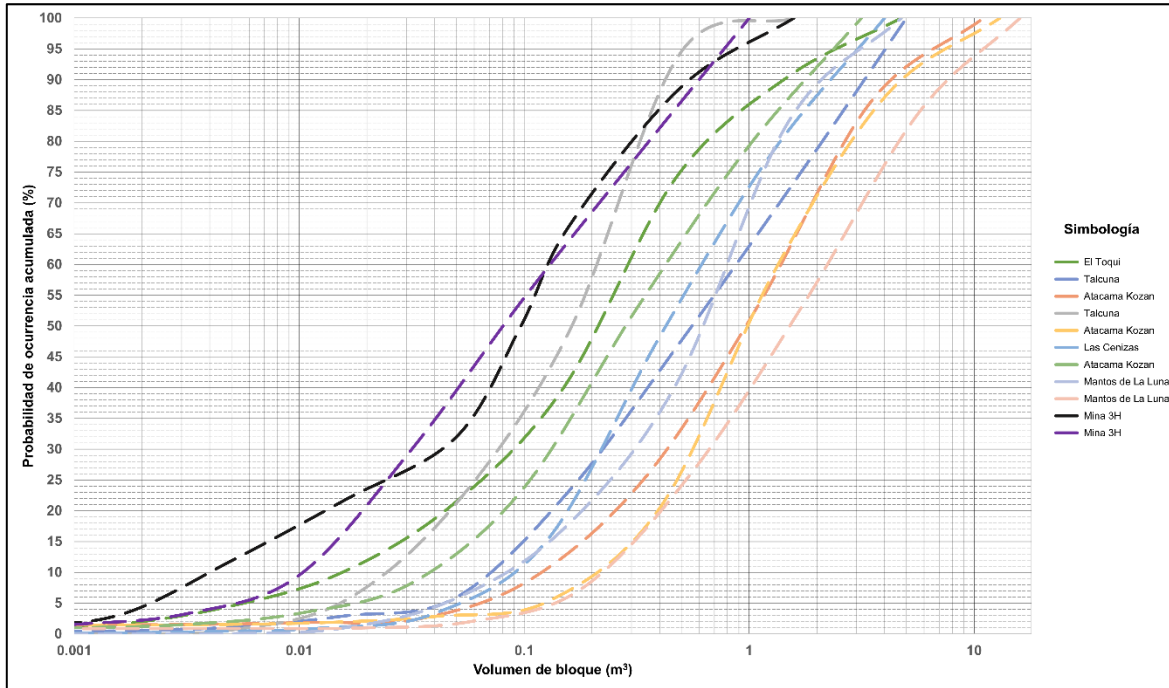


Figura 8.5. Curvas de distribución volumétrica obtenidas a partir de la foto-interpretación, considerando una escala logarítmica para el volumen de bloque.

Considerando las curvas de distribución volumétrica generadas a partir de los datos de terreno, se realizó la conjugación y representación de éstas, según distintos rangos de GSI, para ser comparadas respecto a las curvas del modelo teórico anteriormente planteado, de tal forma que se obtuvieron los gráficos mostrados en la **Figura 8.6**.

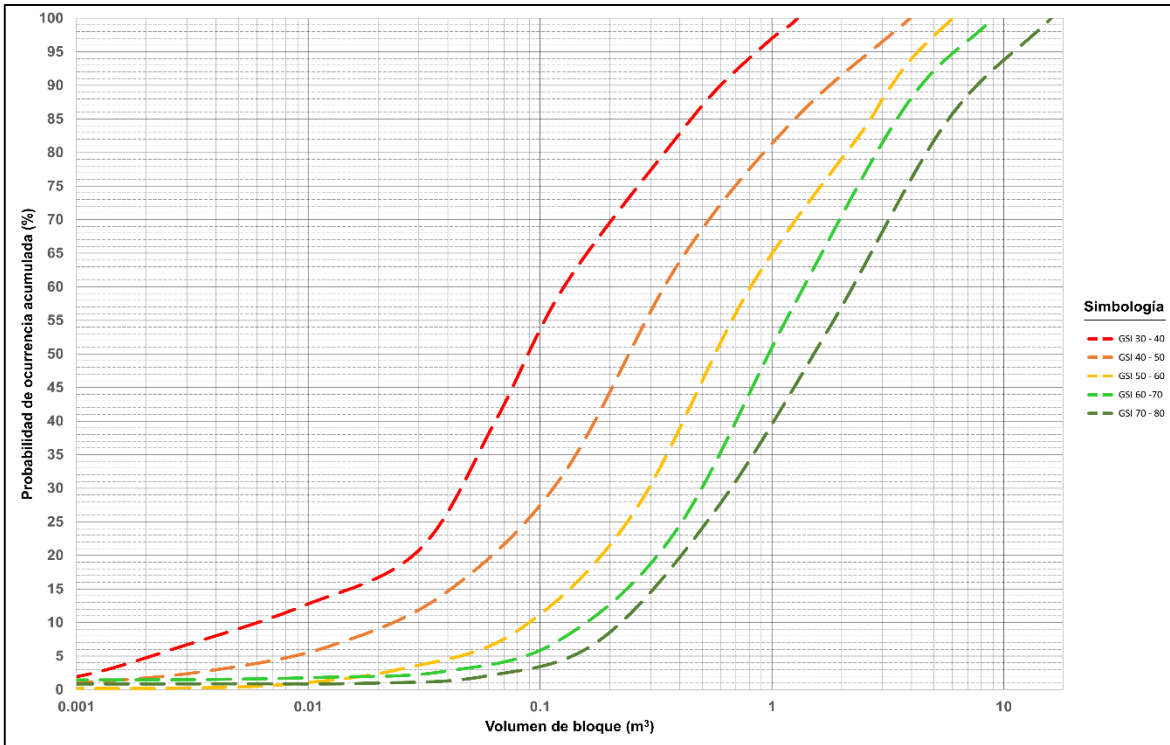


Figura 8.6. Curvas de distribución volumétrica integradas, considerando una escala logarítmica para el volumen de bloque.

8.4. Etapa 4: Comparación de Distribuciones

Esta etapa de análisis considera la comparación de las curvas teóricas de distribución volumétrica construidas a partir del modelo de **Kuszmaul (1999)**, y aquellas obtenidas a partir de los datos de campo (por medio de la foto-interpretación), en una misma representación gráfica, tal como se muestra en la **Figura 8.7**.

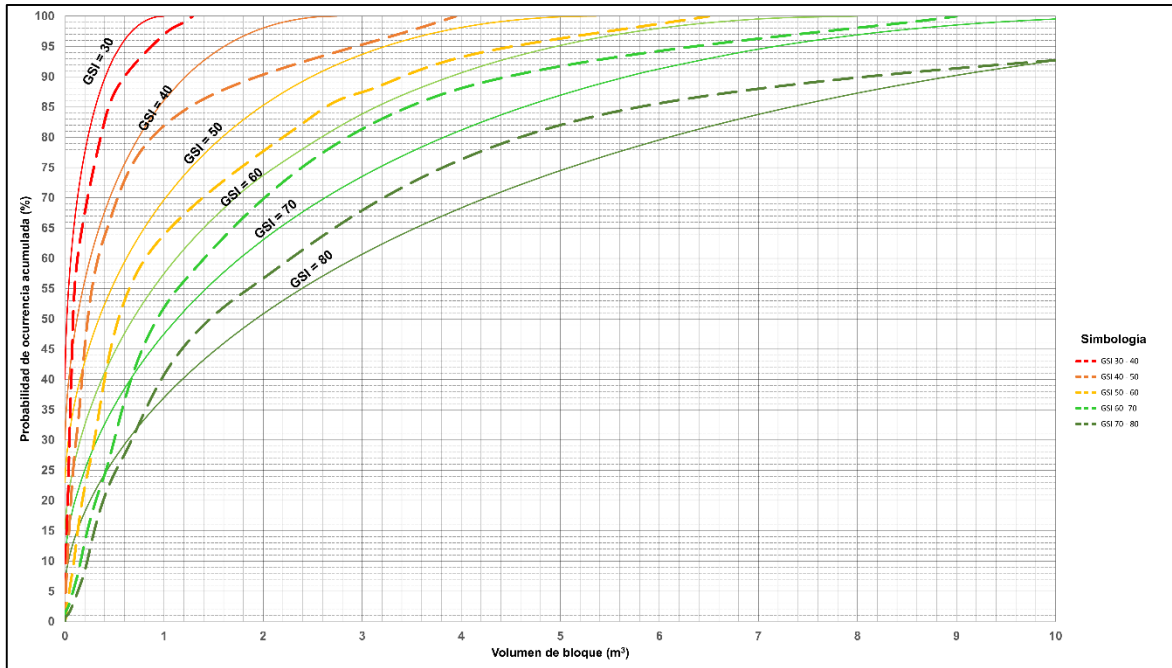


Figura 8.7. Comparación entre las curvas obtenidas a partir de datos de campo (líneas discontinuas o segmentadas) y las teóricas (líneas continuas), en una misma representación gráfica.

A partir de la representación gráfica (de la **Figura 8.7**), es posible observar que, las curvas teóricas siguen la tendencia y forma de las distribuciones de campo, para volúmenes de bloques mayores a 1 m^3 . Sin embargo, se observa el cruzamiento de las distribuciones (teóricas y de campo), para los bloques menores a 1 m^3 .

Con el propósito de evaluar de mejor forma esta situación, se realiza la representación de las curvas según una escala logarítmica, tal como se muestra en la **Figura 8.8**.

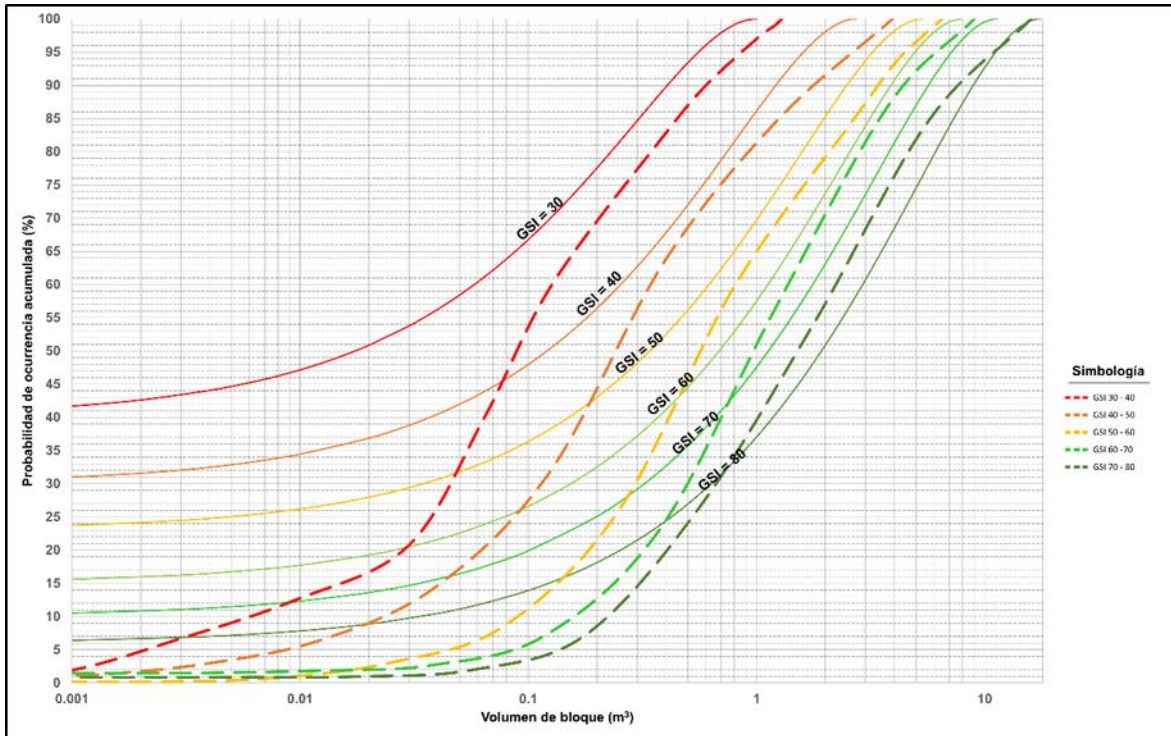


Figura 8.8. Comparación entre las curvas obtenidas a partir de datos de campo (líneas discontinuas o segmentadas) y las teóricas (líneas continuas), en una misma representación gráfica, con escala logarítmica.

A partir de la representación gráfica de mayor detalle (de la **Figura 8.8**), es posible observar que, las curvas teóricas siguen la tendencia y forma de las distribuciones de campo, para volúmenes de bloques mayores a 0.3 m³. Sin embargo, se observa el cruzamiento de las distribuciones (teóricas y de campo), para los bloques menores a 0.3 m³.

Esta situación refleja que la distribución de bloques generada a partir del modelo de Kuzmaul (1999), evidencia una sobre-estimación de la ocurrencia de bloques de menor tamaño, debido a la superposición de las celdas unitarias.

8.5. Etapa 5: Integración de Distribuciones

Esta fase corresponde a la integración de las curvas teóricas y aquellas obtenidas a partir de los datos de campo, a objeto de entregar las distribuciones finales ajustadas y validadas, para la estimación de ocurrencia de los volúmenes de bloques en función de los índices GSI, que se representan en las **Figuras 8.9** y **8.10**, para escala real (convencional) y logarítmica, respectivamente.

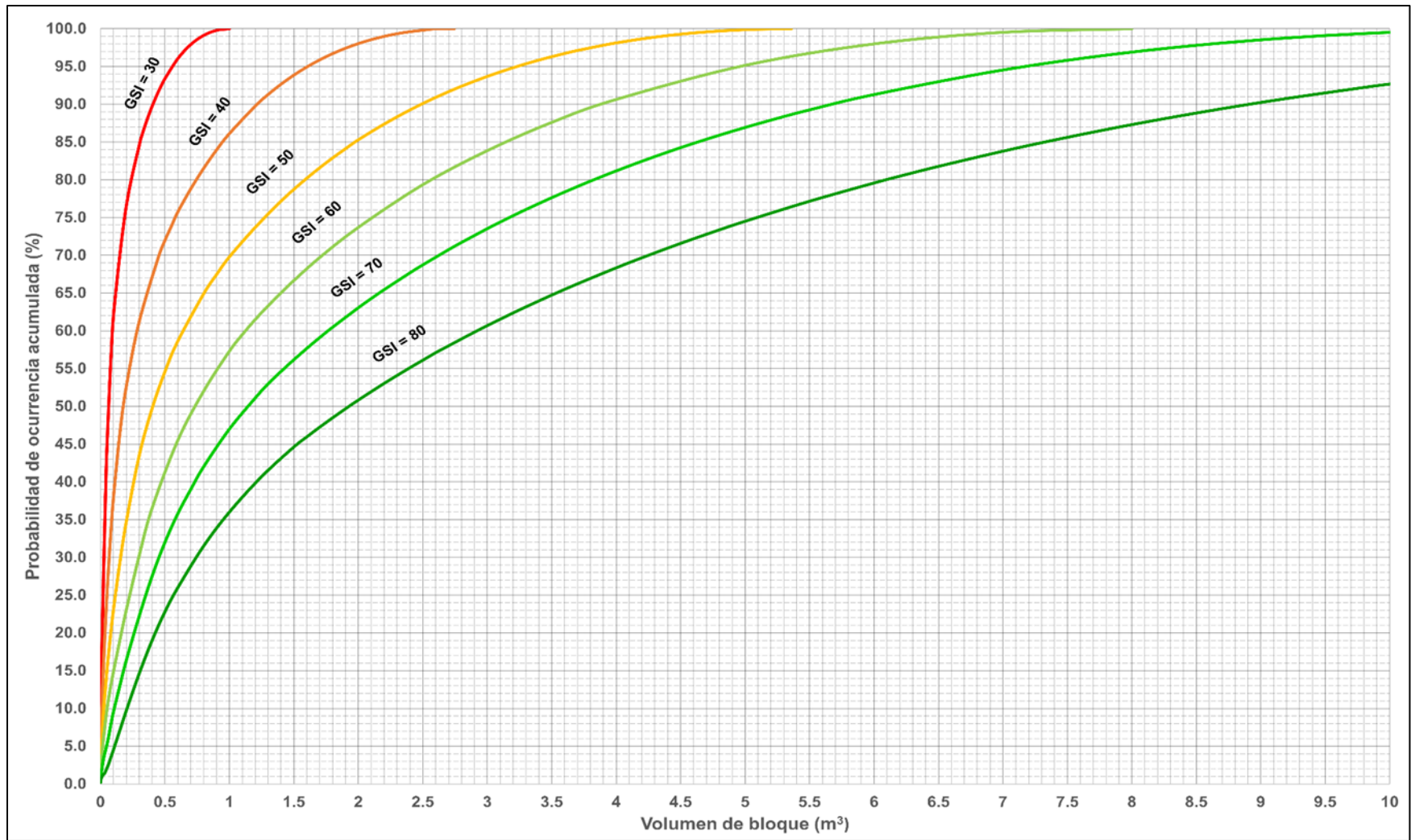


Figura 8.9. Gráfico validado para la estimación de probabilidad de ocurrencia de bloques (escala real/convencional).

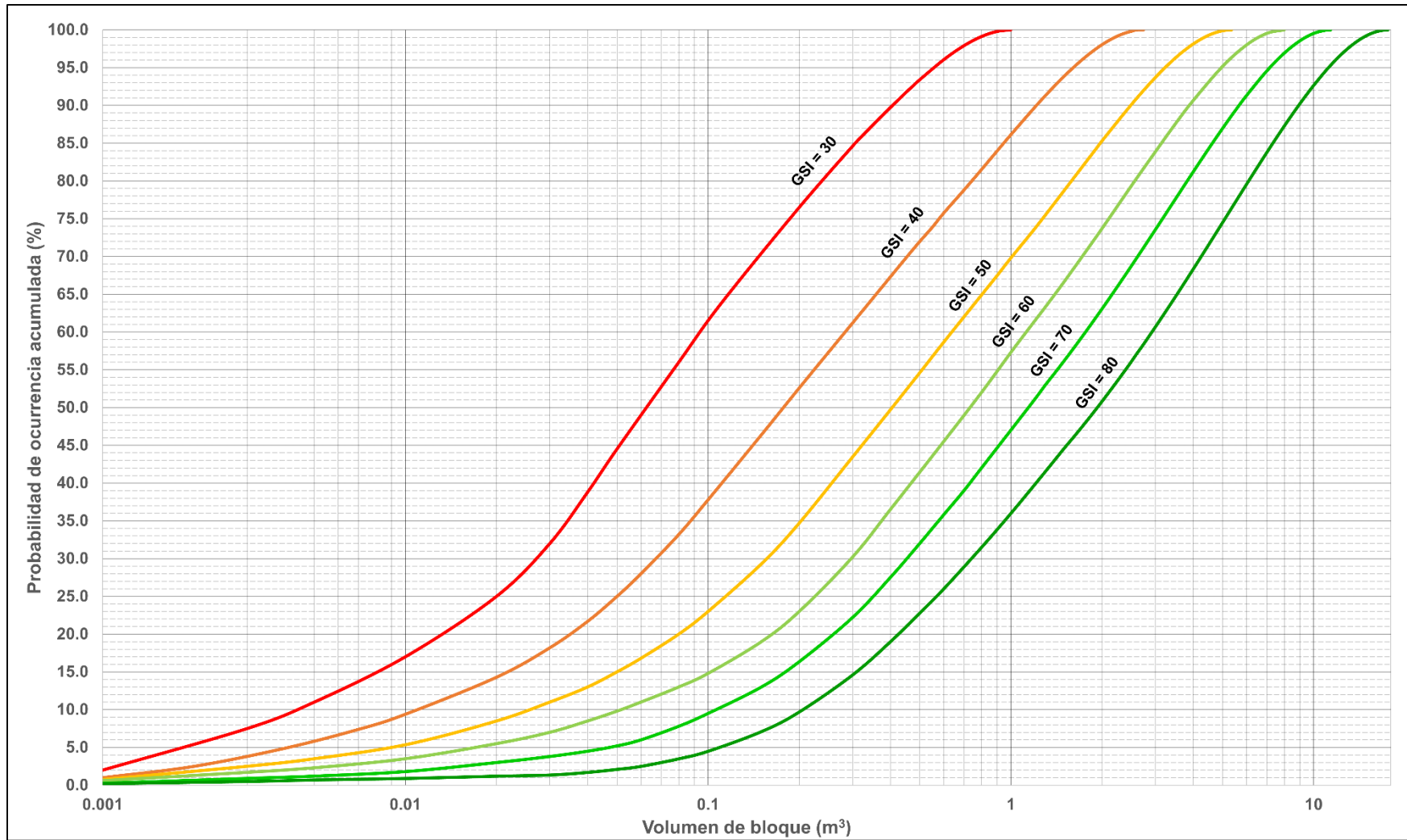


Figura 8.10. Gráfico validado para la estimación de probabilidad de ocurrencia de bloques (escala logarítmica).

9. APLICACIÓN DEL MODELO

Con propósitos de aplicación práctica del modelo se consideran los siguientes antecedentes:

Una excavación subterránea de 6 m de ancho y 5 m de alto, se encuentra emplazada en un macizo rocoso que posee un valor de Índice GSI comprendido entre 40 y 60 en el techo de la galería, y GSI entre 60 y 80 en ambas paredes. Los ángulos de manteo de las estructuras en las paredes varían entre 40° y 50°. En la **Figura 9.1** se muestra un esquema típico de la excavación analizada.

Para efectos de aplicación, se asume que la probabilidad de ocurrencia y falla, se determinarán para bloques con tamaños iguales o mayores a 0.5 m³, los cuales, en caso de desprenderse, podrían ocasionar algún tipo de incidente con consecuencias importantes.

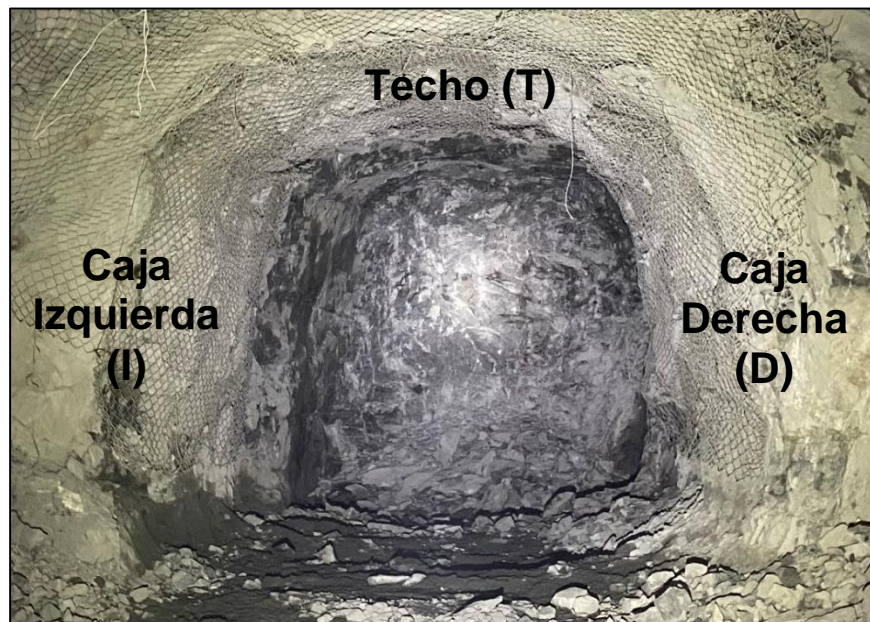


Figura 9.1. Esquema típico de excavación analizada.

9.1. Etapa 1: Estimación de la probabilidad de ocurrencia de bloques

La primera etapa de solución del problema corresponde a la estimación de la probabilidad de ocurrencia de bloques en el techo y en las paredes de la excavación, considerando el gráfico de la **Figura 9.2**.

En la **Tabla 9.1** se entrega el resumen de las probabilidades de ocurrencia de bloques, considerando un tamaño crítico de 0.5 m^3 .

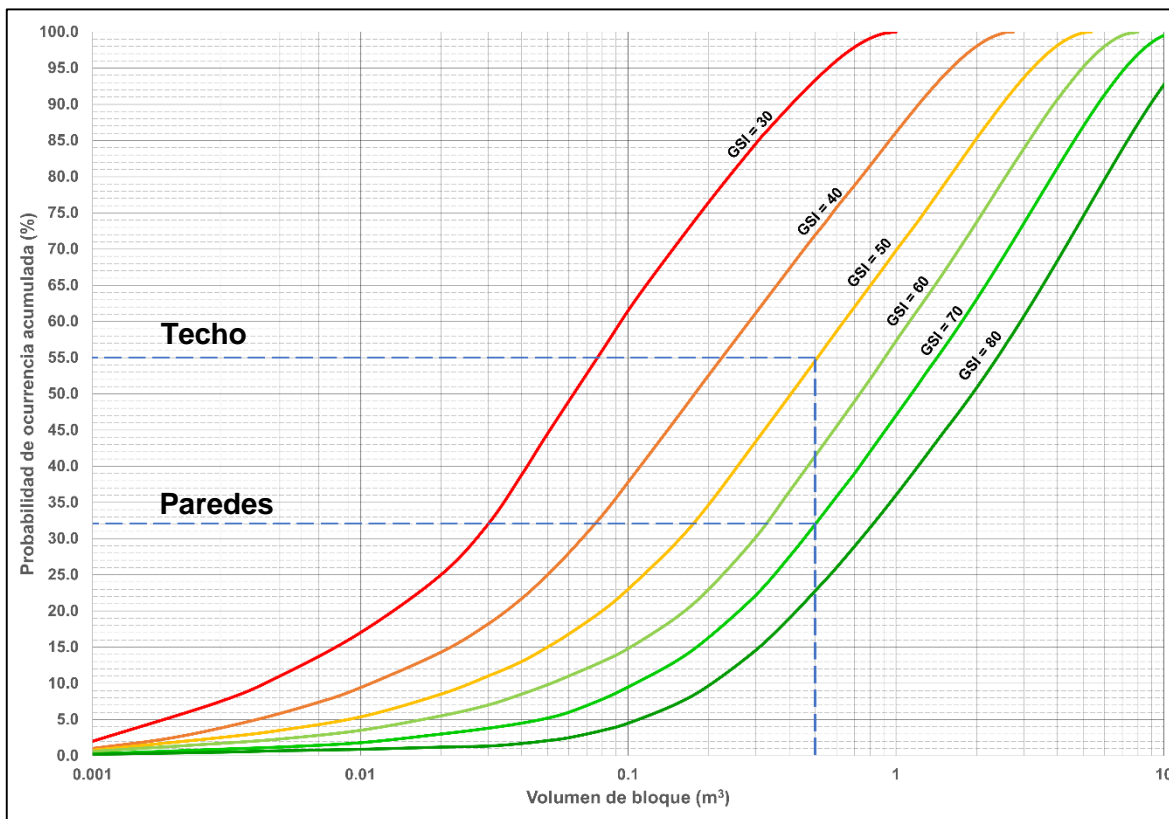


Figura 9.2. Estimación de las probabilidades de ocurrencia de bloques con un tamaño igual o mayor a 0.5 m^3 .

Tabla 9.1. Estimación de la probabilidad de ocurrencia de bloques, considerando un tamaño crítico de 0.5 m^3 , en el techo y paredes de la excavación.

Ubicación	GSI	Probabilidades de ocurrencia	
		P(o) para $V_b \leq 0.5 \text{ m}^3$	P(o) para $V_b \geq 0.5 \text{ m}^3$
Techo	50	55%	45%
Paredes	70	32%	68%

Mediante los resultados obtenidos, es posible inferir que, la probabilidad de que ocurran bloques con un tamaño igual o mayor a 0.5 m^3 , corresponde a 45% y 68%, para el techo y las paredes de la excavación, respectivamente.

9.2. Etapa 2: Estimación de la Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes

La estimación de la probabilidad de falla de bloques emplazados en las paredes de la excavación, se realiza mediante el uso del “Ábaco de Estimación de Probabilidad de Falla de Bloques Deslizantes”, que se muestra en la **Figura 9.3**, ingresando los los ángulos de inclinación de las estructuras en las paredes de la excavación, los cuales varían entre 40° y 50° .

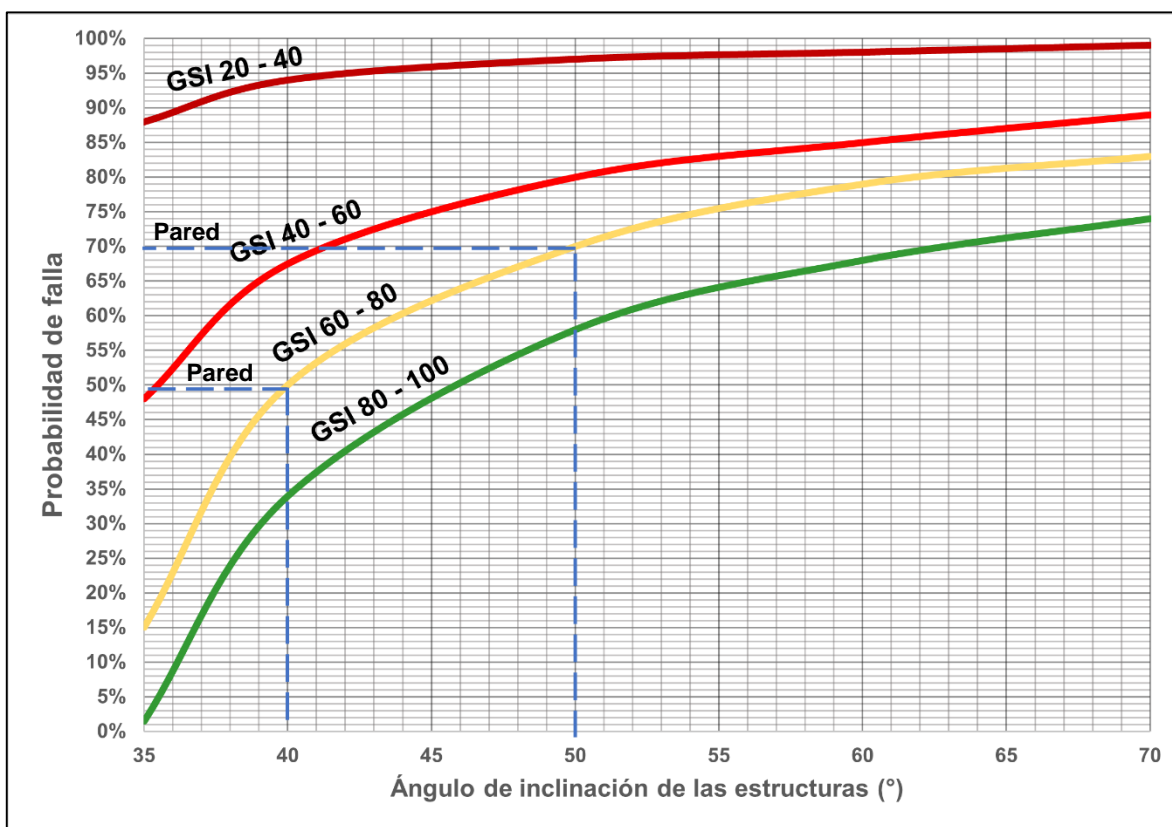


Figura 9.3. Estimación de la probabilidad de falla de las paredes de la excavación, considerando ángulos de inclinación de las estructuras, variables entre 40° y 50° .

La probabilidad de falla de bloques deslizantes, obtenida a partir del gráfico de la **Figura 9.3**, se resume en la **Tabla 9.2**.



Tabla 9.2. Probabilidad de falla de los bloques emplazados en las paredes de la excavación, para planos de deslizamiento con ángulos entre 40° y 50°.

Ángulo de Bloques en Paredes	Probabilidad de falla de bloques deslizantes
40°	50%
50°	70%
<i>Probabilidad de Falla para bloques deslizantes con ángulos entre 40° y 50° = 70% - 50% = 20%</i>	

9.3. Etapa 3: Estimación de la Probabilidad de Caída de Bloques

La etapa final de aplicación del modelo permite realizar la estimación de la probabilidad de ocurrencia de falla o caída de bloques de roca desde el contorno de la excavación $P(F/B)$, mediante el uso de la fórmula siguiente:

Ecuación 9.1. Expresión final de la probabilidad de ocurrencia de falla en el contorno de la excavación.

$$P(F/B) = \frac{K_t P(B/T) P(F/T) + K_i P(B/I) P(F/I) + K_d P(B/D) P(F/D)}{P(B/T) + P(B/I) + P(B/D)}$$

Dónde:

- $P(B/T)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en el techo de la excavación.
- $P(F/T)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde el techo de la excavación.
- K_t : factor geométrico = ancho / perímetro de la excavación.
- $P(B/I)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en la pared izquierda de la excavación.
- $P(F/I)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde la pared izquierda de la excavación.
- K_i : factor geométrico = altura de la pared izquierda / perímetro de la excavación.
- $P(B/D)$ = probabilidad de ocurrencia de bloque en la pared derecha de la excavación.
- $P(F/D)$ = probabilidad de ocurrencia de caída de bloque desde la pared derecha de la excavación.
- K_d : factor geométrico = altura de la pared derecha / perímetro de la excavación.



En las **Tablas 9.3 a 9.5**, se muestran los datos de entrada para la determinación de la probabilidad de ocurrencia de falla (caída de bloques), desde el contorno de la excavación.

Tabla 9.3. Probabilidades de ocurrencia de bloques de acuerdo con su ubicación en el contorno de la excavación.

Probabilidad de Ocurrencia Bloques		
P(B/T)	P(B/I)	P(B/D)
45%	68%	68%

Tabla 9.4. Probabilidades de falla de bloques de acuerdo con su ubicación en el contorno de la excavación.

Probabilidad de Falla de Bloque		
P(F/T)	P(F/I)	P(F/D)
100%	20%	20%

Tabla 9.5. Factores geométricos (K) de la excavación

Características Geométricas de la Excavación					Ponderadores		
Sección	Ancho	Altura Izq.	Altura Der.	Perímetro	Kt	Ki	Kd
6 m x 5 m	6 m	5 m	5 m	16 m	37.5%	31.25%	31.25%

Los datos entregados en las **Tablas 9.3 a 9.5** se reemplazan en la **Ecuación 9.1**, de tal forma que se obtiene lo siguiente:

$$P(F/B) = \frac{37.5\% \times 45\% \times 100\% + 31.25\% \times 68\% \times 20\% + 31.25\% \times 68\% \times 20\%}{45\% + 68\% + 68\%}$$

$$P(F/B) = 14\%$$

Si se considera un 100% de exposición del personal, en esta excavación, y si se estima una probabilidad de muerte de 27% según el Concejo Internacional de Minería y Metales, **ICMM (2020)**, para el riesgo de caída de rocas, la Probabilidad de Riesgo Geotécnico corresponde a $PRG = 14\% \times 27\% = 0.038$ ó 3.8%. Este valor es mayor respecto al umbral de aceptabilidad (FAR) de 0.7%, por lo que se requerirá de la instalación de un sistema de soporte para su reducción.



10. EFECTO DE INSTALACIÓN DE SISTEMAS DE SOPORTE

De manera práctica se propone un gráfico para la estimación de la aplicabilidad de distintos sistemas de soporte de roca, en función de los tamaños de bloques presentes, según los Índices de Calidad Geotécnica GSI según **Hoek y otros (2013)**, de acuerdo con la representación de la **Figura 10.1**.

De esta forma, se consideran los siguientes supuestos:

- Se considera que los sistemas de bulones son efectivos para el reforzamiento de bloques con tamaños mayores a 0.25 m^3 (o con pesos mayores a 0.5 t).
- Fragmentos de roca y bloques con tamaños comprendidos entre 0.005 m^3 y 0.25 m^3 requieren ser estabilizados mediante sistema de bulones y malla metálica.
- Fragmentos de roca cuyos tamaños sean menores a 0.005 m^3 requieren la proyección de hormigón proyectado reforzado con fibras (sintéticas o metálicas), generalmente denominados como fibercrete, y bulones.

A modo de aplicación práctica, y con el propósito de evaluar los efectos de instalación del sistema de soporte, se consideran los datos del ejercicio anterior.

En este contexto, se considera el efecto de instalación de un sistema de soporte constituido por bulones y malla en el techo de la excavación, considerando los siguientes supuestos:

- Los bloques asociados a GSI de 50 (en el techo), poseen un tamaño promedio de 0.4 m^3 , con un máximo de 5 m^3 .
- Si la densidad de los bloques es de $3 \text{ (t/m}^3\text{)}$, entonces el peso medio es de 1.2 (t) y el máximo es de 15 (t) .
- Se considera que los bloques serán reforzados por bulones helicoidales de acero, que poseen una resistencia a la tracción de 17 (t) .
- Si el espaciamiento entre bulones es de 1m , la probabilidad de que éstos atraviesen los bloques de 0.4 m^3 y 5 m^3 , es de 73% y 100% , respectivamente.
- De esta forma, el Factor de Seguridad asociado a los bloques de 1.2 (t) corresponde a: $FS = 0.73 \times 17 \text{ (t)} / 1.2 \text{ (t)} = 10$.
- El Factor de Seguridad asociado a los bloques de 15 (t) corresponde a: $FS = 17 \text{ (t)} / 15 \text{ (t)} = 1.13$.

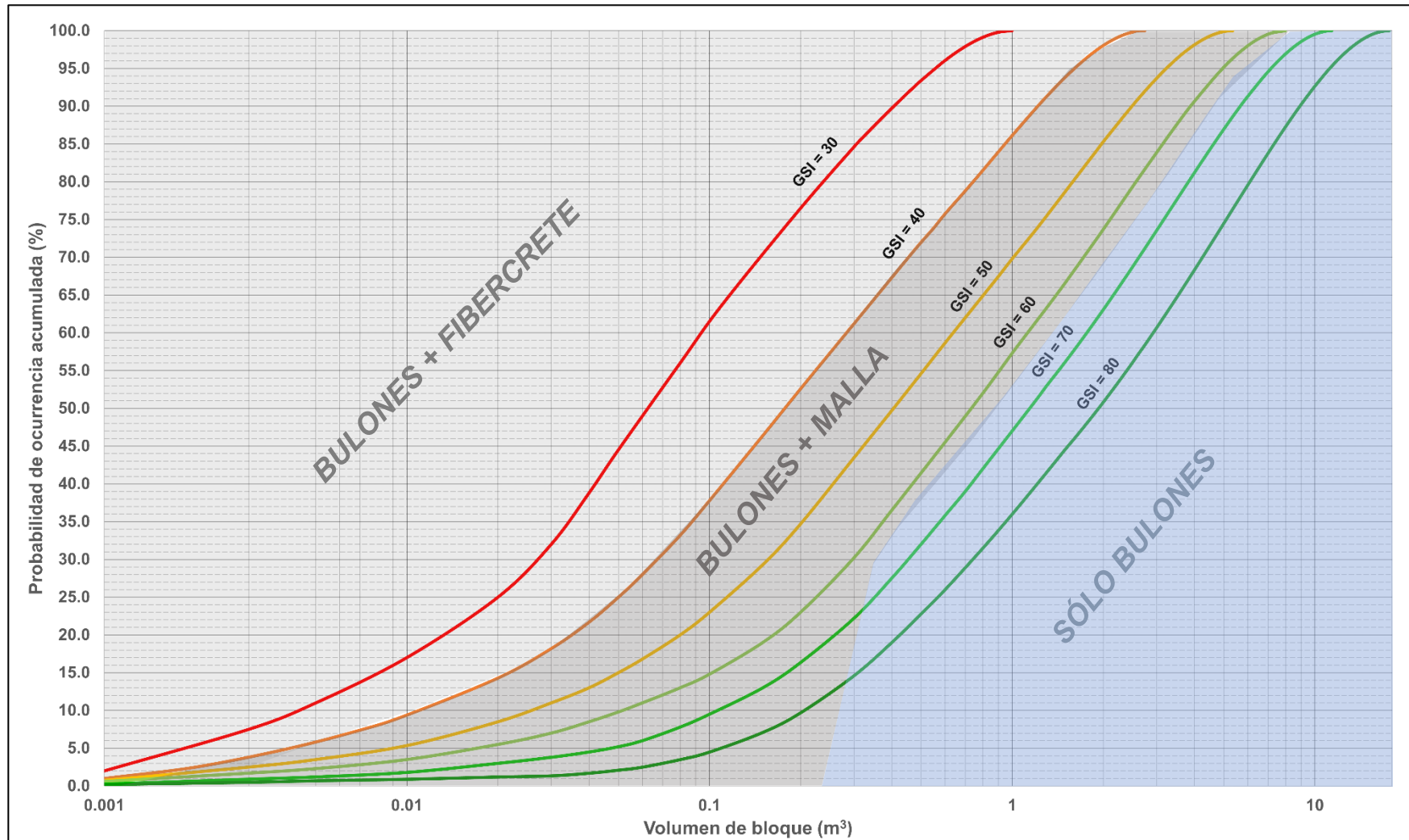


Figura 10.1. Gráfico de estimación de aplicabilidad de distintos sistemas de soporte de roca, en función de los tamaños de bloques presentes, según los Índices de Calidad Geotécnica GSI.



- Si se considera la regla de las tres sigmas, la desviación estándar asociada a la distribución de bloques corresponde a 2.96.
- El valor de $Z = (FS - 1) / DS$, el cual corresponde a $(10 - 1) / 2.96 = 3.04$. Este valor se ingresa en el gráfico de Distribución Normal, a partir del cual se obtiene una Probabilidad de 0.9986, lo que determina que la Probabilidad de Falla (PF) corresponde a $PF = 1 - 0.9986 = 0.0014 = 0.14\%$.

De esta forma, el valor de la probabilidad con soporte es:

$$P(F/B) = \frac{37.5\% \times 45\% \times 0.14\% + 31.25\% \times 68\% \times 20\% + 31.25\% \times 68\% \times 20\%}{45\% + 68\% + 68\%}$$

$$P(F/B) = 4.7\%$$

En este caso, $PRG = 4.7\% \times 27\% = 0.013$ ó 1.3%. Este valor es mayor respecto al umbral de aceptabilidad (FAR) de 0.7%, por lo que se requerirá de la instalación de un sistema de soporte en las paredes, para su reducción.

En consecuencia, en forma adicional a los bulones y malla en el techo, se realiza la instalación de bulones en las paredes de la excavación, considerando (de manera conservadora), que la probabilidad de falla de los bloques reforzados con bulones, ubicados en las paredes, es de 5%.

De esta forma, el nuevo valor de la probabilidad con el sistema de soporte que considera bulones y malla en el techo y bulones en las paredes, es el siguiente:

$$P(F/B) = \frac{37.5\% \times 45\% \times 0.14\% + 31.25\% \times 68\% \times 5\% + 31.25\% \times 68\% \times 5\%}{45\% + 68\% + 68\%}$$

$$P(F/B) = 1.19\%$$

En este caso, $PRG = 1.19\% \times 27\% = 0.0032$ ó 0.32%. Este valor es menor respecto al umbral de aceptabilidad (FAR) de 0.7%.

En consecuencia, es posible concluir que el sistema de soporte constituido por bulones y malla en el techo, y bulones en las paredes, permite reducir la probabilidad de caída de bloques, hasta un valor aceptable.



11. CONCLUSIONES

Las principales conclusiones asociadas a este Trabajo de Investigación, son las siguientes:

- El análisis de las bases de datos de accidentes asociados a distintas actividades en minas subterráneas, reflejan que los eventos de caída de rocas representan la causa principal de fatalidades, en los últimos diez años.
- La información estadística de los accidentes fue integrada con los registros de fuerza de trabajo con el propósito de obtener los índices de riesgo de muerte debido a condiciones geotécnicas (asociadas a caídas de rocas), que fueron evaluados con otras actividades, y comparados respecto al umbral de aceptabilidad del riesgo en minería subterránea.
- En consecuencia, y a partir del benchmarking desarrollado, es posible señalar que, en la actualidad, los países con gran actividad minera continúan presentando problemas asociados a las caídas de rocas en minas subterráneas.
- En este contexto, los resultados de la evaluación reflejan que el riesgo de caída de rocas en Perú, supera ampliamente el criterio de aceptabilidad propuesto, y es comparable al riesgo de muerte asociado a caminar al costado de una carretera.
- En el caso de Chile, se evidencia que el riesgo de muerte por caída de rocas, cumple el umbral de aceptabilidad, de manera ajustada, y representa la mitad del riesgo de viaje en automóvil.
- El riesgo de muerte por caídas de rocas en Australia Occidental y Estados Unidos, es comparable al riesgo de muerte por viajar en bus, y cumple (de manera holgada), con los criterios de aceptabilidad para este tipo de industria, en ambos países.
- Respecto al modelo de probabilidad de ocurrencia de bloques desarrollado en este Trabajo de Investigación, es posible indicar que, su uso es razonablemente válido para bloques característicos formados por sistemas de diaclasas, a partir del Índice GSI, y puede ser de gran utilidad en estudios de ingeniería que cuentan con escasa información geotécnica.



- En el contexto anterior, muchos proyectos mineros poseen información limitada, asociada sólo al índice de fracturamiento o RQD, de sondeos o de mapeos de túneles, de tal forma que, al integrar estos datos con la condición de las estructuras, es posible obtener valores de Índices GSI cuantificados, que permiten realizar las estimaciones de blocosidad presentes.
- Es importante indicar que, el modelo desarrollado, no permite identificar condiciones particulares asociadas a la presencia de bloques de muy grandes dimensiones, o “cuñas”, las cuales se forman por la presencia de estructuras o fallas mayores. En consecuencia, este tipo de singularidades debe ser analizada de manera específica, para cada caso.
- La combinación de las estimaciones de probabilidad de ocurrencia y “falla” de bloques, permite obtener un modelo probabilístico integrado, el cual entrega la estimación de desprendimiento de rocas, ya sea desde el techo o desde las paredes de una excavación subterránea.
- La probabilidad de caída de rocas constituye el componente fundamental del riesgo geotécnico, ya que, al incorporar la exposición del personal en su calculo, permite obtener la magnitud del mismo.
- Asimismo, y a través de la metodología propuesta, es posible obtener de manera rápida, la estimación de la probabilidad de caída de bloques de roca en forma posterior a la instalación de distintos sistemas de soporte.
- El uso de la metodología probabilística entregada en este Trabajo de Investigación no se restringe sólo a la caída de bloques en condiciones de relajación, por lo que su uso podría ser extrapolado para la estimación de ocurrencia de otro tipo de siniestros geotécnicos, tales como: explosiones de rocas, colapsos o subsidencia de excavaciones, daño de pilares, entre otras.
- En consecuencia, las próximas etapas de investigación podrían enfocarse al estudio de cuantificación de probabilidades de ocurrencia de eventos geotécnicos diversos, complementarios a la caída de bloques de roca.



12. BIBLIOGRAFÍA

- Australian Centre for Geomechanics (2003). *Management of Rockfall Risk in Underground Metalliferous Mines*. Minerals Council of Australia. Ed: ACG, pp. 159.
- Alejano, L. R., Pons, B., Bastante, F.G., Alonso, E., Stockhausen, H.W. (2007). *Slope geometry design as a means for controlling rockfalls in quarries*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 44: pp. 903-921. Elsevier Science.
- Alejano, L. R., Stockhausen, H.W., Alonso, E., Bastante, F.G., Ramírez Oyanguren, P. (2008). *ROFRAQ: A statistics-based empirical method for assessing accident risk from rockfalls in quarries*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 45: pp. 1252-1272. Elsevier Science.
- American Chemical Society . (1998). *Understanding Risk Analysis, a Short Guide for Health, Safety and Enviromental Policy Making*. Obtenido de https://www.esac.pt/nohora/manuais/understand_risk.pdf. (05-06-2022).
- Barla, G. (1995). *Squeezing rocks in tunnels*. ISRM News Journal, vol. 2 n. 3&4, pp. 44-49.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics 6, pp. 189-236.
- Bieniawski, Z. (1967). *Mechanism of brittle fracture of rock*. University of Pretoria: Ph.D Thesis. pp. 319.
- Bieniawski, Z. (1984). *Rock Mechanics Desing in Mining and Tunneling*. Rotterdam, Ed: A.A.Balkema, pp. 325.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classificactions*. New York, Ed: John Wiley & Sons, pp. 272.
- Blitzstein, J. K., & Hwang, J. (2019). *Introduction to Probability Vol. 2*. Ed: Taylor & Francis Group, pp. 256.



- Bonani, A., Rojas, E., Brunner, F., & Fernández, F. (2004). *Back Analysis of Blocks Falls in Underground Panel Cave Excavations. The Experience in Panel Caving at El Teniente Mine-Codelco Chile*. En E. Villaescusa, & Y. Potvin, *Ground Support in Mining & Underground Construction*, pp. 721-743. Ground support in mining and UG construction.
- Brady, & Brown. (2004). *Rock Mechanics for Underground Mining*. Ed: Kluwer Academic Publishers, pp. 628.
- Brunner, M. (1996). *Manual de Soporte Activo en Rocas (Rock Bolting)*. Ed: Universidad de La Serena, pp. 189.
- Brunner, M. (1997). *Apuntes del Curso de Mecánica de Rocas*. Ed: Universidad de La Serena, pp. 328.
- Cai, M., Kaiser, P., Uno, H., Tasaka, Y., & Minami, M. (2004). *Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system*. Ed: Elsevier Science.
- Canavos, C. G. (1988). *Probabilidad y Estadística, Aplicaciones y Métodos*. México, Ed: McGraw-Hill, pp. 377.
- Carter, T. G. (2014). *Guidelines for use of the Scaled Span Method for Surface Crown Pillar Stability Assessment*. Toronto: Golder Associates.
- Castillo, N. (1999). *Apuntes del Curso de Estadísticas Aplicadas a la Minería*. Ed: Universidad de La Serena, pp. 325.
- Chávez, S. (2013). *Re-pensando la seguridad como una ventaja competitiva*. Santiago, Ed: Ediciones Universitarias, pp. 244.
- Christian, J., & Urzua, A. (1997). *Métodos Probabilísticos y Evaluación de Riesgo en Geotécnica (Primer Curso)*. Calama: Chuquicamata, Inédito.
- Cochilco. (2018). *Proyección de la producción de cobre en Chile 2018 - 2029*. Cochilco. Inédito.
- Codelco Chile División Chuquicamata. (2-4 Julio 1997). *Primer Taller Geotécnico Interdivisional, Estándares para la Caracterización Geotécnica de Rocas, Estructuras y Macizos Rocosos*. La Serena: Codelco, Inédito.



- Codelco Chile, Vicepresidencia de Desarrollo. (1999). *Procedimiento Norma Análisis de Riesgos a las Personas y a los Bienes Físicos en los Proyectos de Inversión*. Santiago: Codelco Chile, Inédito
- Cole, K. (1993). *Building over abandoned shallowed mines*. En Ground Engineering Paper I: Considerations of Risk and Reliability, pp. 35-37.
- Cornwell, J., & Meyer, M. (1997). *Risk Acceptance Criteria or "How Safe is Safe Enough?"*. Oklahoma: Quest Consultants Inc, Inédito.
- Dai, S., & Wang, M. (1987). *Reliability Analysis in Engineering Applications*. New York, Ed: Van Nostrand Reinhold Ed., pp. 433.
- Deere, D. (1963). *Technical description of rock cores for engineering purposes*. Rock Mechanics and Engineering Geology, Vol. 1, No. 1, 1963, pp. 16-22.
- Department of Mines, Industry Regulation and Safety. (2015). *Safety Performance in the Western Australian Mineral Industry*. Inédito.
- Devore, J. (2018). *Fundamentos de Probabilidad y Estadística*. Ed: CENGAGE Learning, pp. 719.
- Droguett, G., & J.C. (2000). *Análisis del Fenómeno Disking en Mina el Teniente*. La Serena: Memoria Título Ing. Civil de Minas, Universidad de la Serena, pp. 267.
- Duncan, J. (2000). *Factors of Safety and Reliability in Geotechnical Engineering*. pp 307-316: Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering.
- Fernández, F. (2000). *Estimación de la Probabilidad de Ocurrencia de Siniestralidades Geomecánicas en Sector Sub-6 Mina El Teniente*. Chile: Memoria para obtener el título de Ingeniero Civil de Minas, Departamento de Minas, Universidad de la Serena, pp. 312.
- Fernández, F. (2011). *Determination of Geotechnical Vulnerabilities in Argyle Diamonds Block Cave Project*. Thesis presented for the degree of Master of Eng. Science of Mining Geomechanics, Curtin University (Western Australia School of Mines), pp. 359.



- Fernández, F., Evans, P., & Gelson, R. (2010). *Design and implementation of a damage assessment system at Argyle Diamond's block cave project*. En Y. Potvin, *Caving 2010* (pp. 65-82). Perth: Australian Centre for Geomechanics.
- Fernández, F., Watt, G., & Ooi, J. (2011). *Strategic management for squeezing ground conditions at the Argyle Diamonds block cave project*. En Y. Potvin, *Proceedings of the Fourth International Seminar on Strategic versus Tactical Approaches in Mining* (pp. 55-72). Perth: Australian Centre for Geomechanics.
- Goodman, R. (1989). *Introduction to Rock Mechanics*. New York, Ed: John Wiley & Sons, pp. 562.
- Goodman, R., & Kuszmaul, J. (1995). *An Analytical Model for Estimating Keyblock Sizes in Excavations in Jointed Rock Masses*. Balkema, Rotterdam: Goodman & Isang (eds.).
- Goodman, R., & Shi, G. H. (1990). *Block theory and its application to rock engineering*. London, Ed: Prentice-Hall International, pp. 558.
- Government of Western Australia. (2021). *Minerals Safety Statistics*. Obtenido de Department of Mines, Industry Regulation and Safety: <https://www.dmp.wa.gov.au/Safety/Safety-statistics-16198.aspx>. (03-03-2023).
- Government of Western Australia. (2020). *Minerals Safety Statistics*. Obtenido de Government of Western Australia, Department of Mines, Industry Regulation and Safety: <https://www.dmp.wa.gov.au/Safety/Safety-statistics-16198.aspx>. (04-05-2023).
- Hadjigeorgiou, J. (2019). *Understanding, managing and communicating geomechanical mining risk*. Perth, Australia: Australian Centre for Geomechanics, pp. 3-18.
- Harr, M. (1987). *Reliability Based Design in Civil Engineering*. New York, Ed: Mc Graw-Hill, pp. 291.
- Harrison, J. P., & Hudson, J. A. (2000). *Engineering Rock Mechanics Part 2: Illustrative Worked Examples*. London, Ed: Pergamon, pp. 530.



- Harvey, S. (1999). *Elimination of Fatalities Taskforce - Underground Rockfalls Project*. Balkema, Rotterdam, Ed: Villaescusa, Windsor & Thompson (eds.), pp. 384.
- Hoek, E. (2007). *Practical Rock Engineering*. Toronto: Internet Edition.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Underground Excavations in Rock*. London, Ed: Institution of Mining and Metallurgy, pp. 527.
- Hoek, E., Carter, T., & Diederichs, M. (2013). *Quantification of the Geological Strength Index Chart*. American Rock Mechanics Association (ARMA).
- Hudson, J. A. (1989). *Rock Mechanics Principles in Engineering Practice*. Londres, Ed: Butterworths, pp. 458.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). *ENGINEERING ROCK MECHANICS An Introduction to the Principles*. UK, Imperial College of Science, Technology and Medicine University of London, pp. 307-325.
- Iman, R., Davenport, J., & Zeigler, D. (1980). *Latin Hypercube Sampling (a program user's guide)*. pp. 79-1473, Albuquerque: Technical Report Sand, Sandia Laboratories.
- ISPCH. (2015). *Guía de Conceptos Básicos e Indicadores en Seguridad y Salud en el Trabajo*. Chile: ISPCH, Inédito.
- Jeremic, M. (1987). *Ground Mechanics in Hard Rock Mining*. Rotterdam, Ed: A.A. Balkema, pp. 537.
- Joughin, W.C., Wesseloo, J., Mbenza, J. (2020). *A risk-based approach to ground support design. Ground support for underground mines*. Y. Potvin & J. Hadji-georgiou (ed.). Australian Centre for Geomechanics, pp. 399-434.
- Karzulovic, A. (2001). *Fundamentos de Geomecánica*. Chile: Universidad de Santiago, Inédito.
- Kirsten, H. (2000). *Threshold Risk as Decision Making Criterion*. Apuntes del Curso: Rol de la Geotecnia en la Operación Minera, Prof. O. Steffen, Módulo N°11, Diploma en Innovación Tecnológica de la industria Minera, Mención Geomecánica y Geotécnica, Universidad de Chile. Inédito.



- Kuszmaul, J. (1999). *Estimating keyblock sizes in underground excavations: accounting for joint set spacing*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences N°36, pp 217-232. Pergamon Ed.
- Lang, A. (1999). *Geotechnical Mining Regulations in Western Australia, Rock Support and Reinforcement in Mining*. Rotterdam, Villaescusa, Windsor & Thompson (eds), Ed: A.A Balkema, pp. 231-242.
- Laubscher, D. (1990). *Geomechanics Classifications System for the Rating of Rock Mass in Mine Design*. Johannesburg: J.S. African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 90, N°10, pp. 257-273.
- Laubscher, D. (2001). *Cave Mining Handbook*. Ed: De Beers, pp. 413.
- Ledezma, A., & R. (1998). *Análisis de Riesgos Geomecánicos en Proyectos Mineros*. Copiapó: Memoria Título Ing. Civil de Minas, Universidad de Atacama. Inédito.
- Li, T. (1999). *Continuous Improvement in Geotechnical Design and Practice*. Rotterdam: Villaescusa, Windsor & Thompson (eds.), Ed: A.A. Balkema, pp. 128-141.
- Lilly, P. (2007). *Probabilidad de Riesgo en Geomecánica*. Western Australian School of Mines. Masters Course, Curtin University, WASM. Inédito.
- Lipschutz, S. (1980). *Teoría y Problemas de Probabilidad*. Bogotá: Serie de Compendios Shaum, Ed: Mc Graw-Hill, pp. 324.
- Ma, Y., Liu, C., Wu, F., & Li, X. (2018). *Rockburst Characteristics and Mechanisms during Steeply Inclined Thin Veins Mining: A Case of Study in Zhazixi Antimony Mine, Chine*. China: Hindawi.
- Marinos, P., & Hoek, E. (2000). *GSI: A Geologically Friendly Tool For Rock Mass Strength Estimation*. Proceedings of the International Conference on Geotechnical and Geological Engineering, Lancaster, pp. 1422-1446.
- Martin, C., Kaiser, P., & McCreath, D. (1999). *Hoek - Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels*. Canada, Canadian Geotechnical Journal.



- MCH. (2015). *Geomecánica de Anticipación*. Obtenido de <https://www.mch.cl/reportajes/geomecanica-de-anticipacion/>. (17-06-2022)
- McQueen, L., & Zoorabadi, M. (2019). *Manejo de los riesgos de la construcción subterránea mediante la investigación de sitio*. Obtenido de Golder: <https://www.golder.com/es/insights/manejo-de-los-riesgos-de-la-construccion-subterranea-mediante-la-investigacion-de-sitio/>. (15-05-2022).
- Metals, I. C. (2020). *Safety Performance Benchmarking Progress of ICMM Company Members in 2020*. Inédito.
- MINEM. (2020). *2020: Minería Peruana, Motor de Crecimiento en un Contexto de Crisis*. Perú: Ministerio de Energías y Minas. Inédito.
- Miyuki, A. (2008). *Empirical Desing of Span Openings in Weak Rock*. Vancouver, The University of British Columbia, Master Thesis, pp. 285.
- MSHA. (2021). *Fatality Reports*. Obtenido de Mine Safety and Health Administration: <https://www.msha.gov/data-reports/fatality-reports/search>. (10-01-2022).
- New South Wales Government. (2020). *Safety Performance Measures*. Obtenido de NSW Government: <https://www.resourcesregulator.nsw.gov.au/safety-and-health/publications/safety-performance-measures>. (05-03-2022).
- NGI. (2015). *Using the Q-system*. Oslo, Ed: NGI, pp. 54.
- Núñez, L. (2016). *Apuntes del Curso de Seguridad Industrial*. La Serena: Universidad de la Serena, pp. 128. Inédito.
- OIT. (23 de Marzo de 2015). *La minería: un trabajo peligroso* . Obtenido de OIT: https://www.ilo.org/global/topics/safety-and-health-at-work/areasofwork/hazardous-work/WCMS_356574/lang--es/index.htm. (10-11-2021).
- Ordóñez-Alonso, J., Álvarez, R., Loredó, J. (2013). *Asturian Mercury Mining District and the Environment: A review*. Environment Sciences Pollut. Res. pp. 7490-7508.
- Ortlepp, W. (2007). *Rock Fracture and Rockbursts*. Ed: The South African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 518.



- Osinergmin. (2019). *Publicaciones de Compendios ilustrativos de Accidentes en el Sector de Mediana Minería y Gran Minería*. Obtenido de OSINERGMIN: <https://www.osinergmin.gob.pe/empresas/mineria/publicaciones>. (04-12-2021).
- Owen, M., & Potvin, Y. (2003). *Exposure of Underground Mine Personnel and Equipment to Geotechnical Hazards*. Kalgoorlie, Ed: Australian Centre for Geomechanics, pp. 386.
- Oyarzún, J. (2016). *Curso de Protección Ambiental*. La Serena: Vol.3, Universidad de la Serena. Inédito.
- Palisade Corporation. (2016). *User´s guide of @Risk software*. Inédito.
- Palisade Corporation. (2022). *User's Guide of Precision Tree Software*. New York. Inédito.
- Palmström, A. (2005). *Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD)*. En *Tunnels and Underground Space Technology 20* (pp. 362-377).
- Pine, R. (1992). *Risk Analysis Design Applications in Mining Geomechanics*. Johannesburg: Institute of Mining and Metallurgy, pp. 149-158.
- Potvin, Y., & Hadjigeorgiou, J. (2020). *Ground Support for Underground Mines*. Ed: Australian Centre for Geomechanics, pp. 520.
- Practical Geomechanics. (Septiembre de 2016). *What is Geomechanics?* Obtenido de Practical GeoMechanics: <https://www.practicalgeomechanics.com/blog/what-is-geomechanics/>. (18-03-2021).
- Prasad, V., Dwivedi, R., & Swarup, A. (2013). *Determination of support pressure for tunnels and caverns using block theory*. Tun Undergr Space Technol.
- Queensland Government. (20 de Abril de 2021). *Queensland mines and quarries safety performance and health reports*. Obtenido de Queensland Government: <https://www.publications.qld.gov.au/dataset/queensland-mines-and-quarries-safety-performance-and-health-reports>. (22-10-2021).



- Ramírez, P., & Alejano, L. (2006). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Ed: Universidad Politécnica de Madrid. Inédito.
- Rosenbleuth, E. (Octubre de 1981). *Two Points Estimates in Probabilities*. New York: Journal of Maths, Modelling, pp. 329-335.
- Safe Work Australia. (2021). *Mining Regulation*. Obtenido de Safe Work Australia: <https://www.safeworkaustralia.gov.au/safety-topic/industry-and-business/mining>. (20-01-2022).
- Securhábitat. (2019). *Los 20 trabajos más peligrosos del mundo*. Obtenido de Securhábitat: <https://www.securhabitat.com/trabajos-mas-peligrosos-del-mundo/>. (13-09-2021).
- Sedgwick. (Abril de 1997). *Curso Básico de HAZOP*. Santiago de Chile. Inédito.
- Sernageomin. (2015). *Accidentabilidad Minera 2015*. Obtenido de Sernageomin: <https://www.sernageomin.cl/wpcontent/uploads/2018/05/Estad%C3%ADsticas-de-Accidentabilidad-Minera-2015.pdf>. (19-11-2021).
- Sernageomin. (2019). *Accidentabilidad Minera año 2019*. Obtenido de Sernageomin: <https://www.sernageomin.cl/pdf/Presentación-Accidentes-2019.pdf>. (05-08-2021).
- Sernageomin. (2020). *Balance Nacional de Seguridad Minera en Chile*. Sernageomin. Inédito.
- Sernageomin. (2020). *Estadísticas de Accidentabilidad Industria Extractiva Minera*. Obtenido de Servicio Nacional de Geología y Minería: https://www.sernageomin.cl/wpcontent/uploads/2021/04/Accidentabilidad_Minera_2020.pdf. (07-08-2021).
- Sernageomin. (2021). *Estadísticas de Accidentabilidad Industria Extractiva Minera*. Obtenido de Servicio Nacional de Geología y Minería: <https://www.sernageomin.cl/accidentabilidad-minera/>. (07-08-2021).
- Slovic, P. (1987). Perception of Risk Science, Volume 236, pp. 280-285.
- SNMPE. (2004). *Manual de Geomecánica Aplicada a la Prevención de Accidentes por Caída de Rocas*, Ed: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, pp. 240.



Soto Altamirano, P. (28 de Abril de 2020). *Estadísticas de Accidentabilidad*. Chile: SUSESO, Gobierno de Chile.

Sowers, G. (1979). *Introductory soil mechanics and foundations*. En *Geotechnical Engineering* (pág. 587). New York, Ed: The Mcmillan Company, pp. 417.

Stacey, T. (2001). *Best Practice Rock Engineering Handbook*. SRK Consulting. Inédito.

Stacey, T., & Rojas, E. (2013). *A potential method of containing rockburst damage and enhancing safety using a sacrificial layer*. Ed: The South African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 127-138.

Startzman, R., & Wattenbarger, R. (1985). *An Improved Computation Procedure for Risk Analysis Problems With Unusual Probability Functions*. Dallas: Proceedings of Symposium Society Petroleum Engineering Hydrocarbon Economics and Evaluation.

Stillborg, B. (1986). *Professional Users Handbook for Rock Bolting*. Suecia: Series on Rock and Soil Mechanics, Vol 15, Ed: Transtech Publications, Atlas Copco, pp. 186.

Summers, J. (2000). *Analysis and Management of Mining Risk*. Brisbane: MASSMIN, Ed: AusIMM, pp. 63-79.

SUSESO. (2021). *Boletines Estadísticos*. Obtenido de Superintendencia de Seguridad Social: <https://www.suseso.cl/607/w3-propertyvalue-10362.html>. (03-06-2022).

SUSESO. (2021). *Guía para la determinación de la "tasa de accidentes laborales" de los PMG y las MEI*. Obtenido de Suseso: https://www.suseso.cl/606/articles-778_recurso_90.pdf. (03-06-2022).

Tang, W., Stark, T., & Angulo, M. (1999). *Reliability in Back Analysis of Slope Failure*. Tokyo, Journal of Soil Mechanics and Foundations, pp. 73-80.

Terzaghi, K., & Peck, R. (1948). *Soil Mechanics in Engineering Practice*. Ed: John Wiley & Sons, New York, pp. 512.

Tubis, A., Werbinska-Wojciechowska, S., Wroblewski, A. (2020). *Risk Assessment Methods in Mining Industry a Systematic Review*. Applied Science 10, 5172.



- Tulcanaza, E. (2000). *Evaluación de Recursos y Negocios Mineros, Incertidumbre, Riesgos y Modelos Numéricos*. Santiago, Chile: Instituto de Ingenieros de Minas de Chile. Inédito.**
- Ural, S., & Demirkol, S. (2008). *Evaluation of occupational safety and health in surface mines*. En G. Boustras, O. Aneziris, & P. Arezes, *Safety Science*, Elsevier, pp. 1016 - 1024.**
- US Army Corps of Engineers. (1997). *Engineering and Design Introduction to Probability and Reliability Methods for Use in Geotechnical Engineering*. Washington D.C: Engineering Technology Letter N° 110-2-547, Department of the Army.**
- Van As, A. (2003). *Subsidence definitions for block caving mines*. Rio tinto: Technical Report. Inédito.**
- Wesseloo, J., Joughin, W.C. (2020). *Probability, risk and design. Ground support for underground mines*. Y. Potvin & J. Hadjigeorgiou (ed.). Australian Centre for Geomechanics, pp. 377-395.**
- Whyte, I., & Tonks, D. (1993). *Proyect risks and site investigations strategy*. En *Ground Engineering* , pp. 27-28.**
- Wolff, T. (1984). *Evaluating the Reliability of Existing Levees* . Vicksburg, Missouri: Prepared for the U.S. Army Corps of Engineers, Waterways Experiment Station, Geotechnical Laboratory.**



ANEXO A. INFORMACIÓN GEOTÉCNICA



ANEXO A.1: CELDAS GEOTÉCNICAS

12.1.1. CELDAS TALCUNA

Septiembre Nv. 575 1A

Parámetro	Septiembre Nv. 575 1A		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	95	20	
Espac. (cm)	0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	24
	Apertura mm	0.1-1	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	Ninguno	
	Alteración	Lig. Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Muy Buena (-)	81	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		78	

Septiembre Nv. 575 2A

Parámetro	Septiembre Nv. 575 2A		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	95	20	
Espac. (cm)	0.45	10	
Jc	Persistencia m	3-10	16
	Apertura mm	0.1-1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Lig. Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	73	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		69	



Septiembre Nv. 575 3A

Parámetro	Septiembre Nv. 575 3A		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	85	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	16
	Apertura mm	0.1-1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Lig. Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	70	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		62	

Septiembre Nv. 575 4A

Parámetro	Septiembre Nv. 575 4A		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R4	7	
RQD %	80	17	
Espac. (cm)	0.2	8	
Jc	Persistencia m	3-10	11
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Moderada	
Agua	Seco	15	
RMR	Moderada (+)	58	
GSI estimado	VB/F	55-65	
GSI Calculado		52	



Septiembre Nv. 575 1B

Parámetro	Septiembre Nv. 575 1B		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	93	20	
Espac. (cm)	0.4	10	
Jc	Persistencia m	1-3	20
	Apertura mm	<0.1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Sin	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	77	
GSI estimado	B/G	65-75	
GSI Calculado		72	

Septiembre Nv. 575 B

Parámetro	Septiembre Nv. 575 2B		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	98	20	
Espac. (cm)	0.5	10	
Jc	Persistencia m	1-3	23
	Apertura mm	<0.1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Ninguno	
	Alteración	Lig. Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	80	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		77	



Septiembre Nv. 575 3B

Parámetro	Septiembre Nv. 575 3B		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	95	20	
Espac. (cm)	0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	22
	Apertura mm	<0.1	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Sin	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	79	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		75	

Septiembre Nv. 575 4B

Parámetro	Septiembre Nv. 575 4B		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	98	20	
Espac. (cm)	0.5	10	
Jc	Persistencia m	1-3	20
	Apertura mm	<0.1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Blando <5mm	
	Alteración	Sin	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	77	
GSI estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		74	



Septiembre Nv. 600 1A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 1A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		95	20	
Espac. (cm)		0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	18
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	70	
GSI estimado		B/G	65-75	
GSI Calculado			68	

Septiembre Nv. 600 2A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 2A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		93	20	
Espac. (cm)		0.4	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	68	
GSI estimado		B/G	60-70	
GSI Calculado			66	



Septiembre Nv. 600 3A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 3A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		88	17	
Espac. (cm)		0.29	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	14
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	63	
GSI estimado		B/F	60-70	
GSI Calculado			60	

Septiembre Nv. 600 4A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 4A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		88	17	
Espac. (cm)		0.29	10	
Jc	Persistencia m	10-20	1	8
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisas	1	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Moderada (+)	57	
GSI estimado		VB/F	50-60	
GSI Calculado			51	



Septiembre Nv. 600 5A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 5A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		93	20	
Espac. (cm)		0.4	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	22
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Húmedo	7	
RMR		Buena (+)	71	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			73	

Septiembre Nv. 600 6A

Parámetro		Septiembre Nv. 600 6A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		93	20	
Espac. (cm)		0.4	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	18
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Húmedo	7	
RMR		Buena (-)	67	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			65	



Septiembre Nv. 600 5B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 5B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		98	20	
Espac. (cm)		0.5	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	20
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			74	

Septiembre Nv. 600 6B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 6B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		93	20	
Espac. (cm)		0.4	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	18
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	75	
GSI estimado		B/G	75-85	
GSI Calculado			69	



Septiembre Nv. 600 7B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 7B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		Toba andesítica Tv		
Alteración		Propilítica débil		
IRS		R5	12	
RQD %		95	20	
Espac. (cm)		0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	20
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			73	

Septiembre Nv. 600 8B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 8B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		Toba andesítica Tv		
Alteración		Propilítica débil		
IRS		R5	12	
RQD %		98	20	
Espac. (cm)		0.49	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	22
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Rugosa	5	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	79	
GSI estimado		B/G	60-70	
GSI Calculado			74	



Septiembre Nv. 600 9B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 9B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		88	17	
Espac. (cm)		0.29	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	22
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	76	
GSI estimado		B/G	60-70	
GSI Calculado			72	

Septiembre Nv. 600 10B

Parámetro		Septiembre Nv. 600 10B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba andesítica Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		80	17	
Espac. (cm)		0.2	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2	11
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Moderada (+)	58	
GSI estimado		VB/F	50-60	
GSI Calculado			54	



Septiembre Nv. 560 1A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 1A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		75	17	
Espac. (cm)		0.16	8	
Jc	Persistencia m	1-3	4	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Goteo	4	
RMR		Moderada (+)	52	
GSI estimado		VB/F	40-50	
GSI Calculado			50	

Septiembre Nv. 560 2A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 2A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R3	4	
RQD %		70	13	
Espac. (cm)		0.14	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2	9
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Alta	1	
Agua		Goteo	4	
RMR		Mala (+)	38	
GSI estimado		VB/P	35-45	
GSI Calculado			44	



Septiembre Nv. 560 3A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 3A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		78	17	
Espac. (cm)		0.18	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2	14
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	61	
GSI estimado		VB/F	40-50	
GSI Calculado			55	

Septiembre Nv. 560 4A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 4A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		78	17	
Espac. (cm)		0.18	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	63	
GSI estimado		VB/G	50-60	
GSI Calculado			58	



Septiembre Nv. 560 5A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 5A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		75	13	
Espac. (cm)		0.16	8	
Jc	Persistencia m	1-3	4	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Moderada (+)	59	
GSI estimado		VB/F	55-65	
GSI Calculado			57	

Septiembre Nv. 560 6A

Parámetro		Septiembre Nv. 560 6A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		75	13	
Espac. (cm)		0.16	8	
Jc	Persistencia m	1-3	4	18
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	66	
GSI estimado		VB/G	60-70	
GSI Calculado			60	



Septiembre Nv. 560 14B

Parámetro		Septiembre Nv. 560 14B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		Andesita Amigdaloidal		
Alteración		Calcita Hematita Mod.		
IRS		R4	7	
RQD %		85	17	
Espac. (cm)		0.25	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Goteo	4	
RMR		Moderada (+)	54	
GSI estimado		VB/F	55-65	
GSI Calculado			60	

Septiembre Nv. 560 15B

Parámetro		Septiembre Nv. 560 15B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba de Lapilli</i>		
Alteración		<i>óxidos de Fe Fuerte</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		75	13	
Espac. (cm)		0.16	8	
Jc	Persistencia m	1-3	4	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Húmedo	7	
RMR		Moderada (+)	51	
GSI estimado		VB/F	50-60	
GSI Calculado			55	



Septiembre Nv. 560 16B

Parámetro	Septiembre Nv. 560 16B			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba de Lapilli</i>			
Alteración	<i>óxidos de Fe Fuerte</i>			
IRS	R3	4		
RQD %	68	13		
Espac. (cm)	0.13	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	10
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lisas	1	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Fuerte	1	
Agua	Húmedo	7		
RMR	Moderada (-)	42		
GSI estimado	VB/P	35-45		
GSI Calculado		42		

Septiembre Nv. 560 17B

Parámetro	Septiembre Nv. 560 17B			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Tv</i>			
Alteración	<i>Propilítica débil</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	90	17		
Espac. (cm)	0.33	10		
Jc	Persistencia m	3-10	2	17
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Buena (+)	71		
GSI estimado	B/G	60-70		
GSI Calculado		66		



Septiembre Nv. 560 18B

Parámetro	Septiembre Nv. 560 18B		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Propilítica débil</i>		
IRS	R4	7	
RQD %	83	17	
Espac. (cm)	0.22	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua	Seco	15	
RMR	Moderada (+)	60	
GSI estimado	VB/F	50-60	
GSI Calculado		53	

Luciana Niv. 590 1A

Parámetro	Luciana Niv. 590 1A		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Tv</i>		
Alteración	<i>Óxidos de Fe Moderado</i>		
IRS	R4	7	
RQD %	88	17	
Espac. (cm)	0.29	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	63	
GSI estimado	B/F	60-70	
GSI Calculado		65	



Luciana Niv. 590 2A

Parámetro	Luciana Niv. 590 2A			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Tv</i>			
Alteración	<i>Óxidos de Fe Moderado</i>			
IRS	R4	7		
RQD %	75	13		
Espac. (cm)	0.18	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	14
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua	Seco	15		
RMR	Moderada (+)	57		
GSI estimado	VB/F	50-60		
GSI Calculado		54		

Luciana Niv. 590 3A

Parámetro	Luciana Niv. 590 3A			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Tv</i>			
Alteración	<i>Óxidos de Fe Moderado</i>			
IRS	R4	7		
RQD %	75	13		
Espac. (cm)	0.18	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	14
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua	Seco	15		
RMR	Moderada (+)	57		
GSI estimado	VB/F	50-60		
GSI Calculado		54		



Luciana Niv. 590 11B

Parámetro		Luciana Niv. 590 11B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Óxidos de Fe Moderado</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		90	17	
Espac. (cm)		0.33	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	23
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			73	

Luciana Niv. 590 12B

Parámetro		Luciana Niv. 590 12B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Óxidos de Fe Moderado</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		90	17	
Espac. (cm)		0.33	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	23
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			73	



Luciana Niv. 590 13B

Parámetro		Luciana Niv. 590 13B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Óxidos de Fe Moderado</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		88	17	
Espac. (cm)		0.29	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	19
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (-)	68	
GSI estimado		B/G	65-75	
GSI Calculado			66	

Septiembre Nv. 580 1A

Parámetro		Septiembre Nv. 580 1A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		95	20	
Espac. (cm)		0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	24
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Rugosa	5	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Muy Buena (-)	81	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			84	



Septiembre Nv. 580 2A

Parámetro		Septiembre Nv. 580 2A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		95	20	
Espac. (cm)		0.45	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	73	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			72	

Septiembre Nv. 580 3A

Parámetro		Septiembre Nv. 580 3A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		85	17	
Espac. (cm)		0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2	16
	Apertura mm	0.1-1	4	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	70	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			67	



Septiembre Nv. 580 4A

Parámetro		Septiembre Nv. 580 4A		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R4	7	
RQD %		80	17	
Espac. (cm)		0.2	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2	11
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Moderada	3	
Agua		Seco	15	
RMR		Moderada (+)	58	
GSI estimado		VB/F	55-65	
GSI Calculado			57	

Septiembre Nv. 580 1B

Parámetro		Septiembre Nv. 580 1B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		93	20	
Espac. (cm)		0.4	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	20
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	65-75	
GSI Calculado			77	



Septiembre Nv. 580 2B

Parámetro		Septiembre Nv. 580 2B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		98	20	
Espac. (cm)		0.5	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	23
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Lig. Alterada	5	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	80	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			84	

Septiembre Nv. 580 3B

Parámetro		Septiembre Nv. 580 3B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		95	20	
Espac. (cm)		0.45	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	22
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Rugosa	5	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	79	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			81	



Septiembre Nv. 580 4B

Parámetro		Septiembre Nv. 580 4B		
		Clasificación	Puntuación	
Litología		<i>Toba Tv</i>		
Alteración		<i>Propilítica débil</i>		
IRS		R5	12	
RQD %		98	20	
Espac. (cm)		0.5	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4	20
	Apertura mm	<0.1	5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3	
	Relleno	Blando <5mm	2	
	Alteración	Sin	6	
Agua		Seco	15	
RMR		Buena (+)	77	
GSI estimado		B/G	70-80	
GSI Calculado			79	



12.1.2. CELDAS PANULCILLO

Celda C-16

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI		
MINA		PANULCILLO		
NIVEL		385 - GTSUR-P4		
CELDA		C-16		
Parámetro	Clasificación	Puntuación	20	
Alteración	<i>Moderada alta</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	70	11		
Espac. (cm)	100	15		
Jc	Largo m	1-3		4
	Apertura mm	0.1-1		4
	Rugosidad	Rugosa		5
	Relleno	Duro>5mm		2
	Alteración	Lig. Alt.		5
Agua	Húmedo	10		
RMR	Buena (-)	68		
GSI Calculado	Buena (-)	63		
GSI Estimado	B / G	60 - 70		

Celda C-17

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI		
MINA		PANULCILLO		
NIVEL		385 - GTSUR-P4		
CELDA		C-17		
Parámetro	Clasificación	Puntuación	20	
Alteración	<i>Moderada alta</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	70	11		
Espac. (cm)	100	15		
Jc	Largo m	1-3		4
	Apertura mm	0.1-1		4
	Rugosidad	Rugosa		5
	Relleno	Duro>5mm		2
	Alteración	Lig. Alt.		5
Agua	Húmedo	10		
RMR	Buena (-)	68		
GSI Calculado	Buena (-)	63		
GSI Estimado	B / G	60 - 70		



Celda C-18

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P4	
CELDA		C-18	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	11	
Espac. (cm)	60	12	
Jc	Largo m	10-20	1
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Duro>5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Regular (+)	58
GSI Calculado		Regular (+)	52
GSI Estimado		VB / G	50 - 60

Celda C-19

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P4	
CELDA		C-19	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	50	10	
Espac. (cm)	25	8	
Jc	Largo m	3-10	2
	Apertura mm	<0.1	5
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Duro>5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Regular (+)	55
GSI Calculado		Regular (-)	48
GSI Estimado		VB / F	45 - 50



Celda C-20

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P4	
CELDA		C-20	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	50	10	
Espac. (cm)	25	8	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	<0.1	5
	Rugosidad	Rugosa	5
	Relleno	Duro>5mm	2
	Alteración	Lig. Alt.	5
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	61
GSI Calculado		Regular (+)	55
GSI Estimado		VB / G	55 - 60

Celda C-1W

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - DR2-P4	
CELDA		C1W	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	12	
Espac. (cm)	55	11	
Jc	Largo m	3-10	2
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Regular (+)	59
GSI Calculado		Regular (+)	54
GSI Estimado		VB / G	50 - 55



Celda C-2W

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - DR2-P4	
CELDA		C2W	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración	<i>Moderada alta</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	65	12	
Espac. (cm)	55	11	
Jc	Largo m	3-10	2
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua	Húmedo	10	
RMR	Regular (+)	59	
GSI Calculado	Regular (+)	54	
GSI Estimado	VB / G	50 - 55	

Celda- C1E

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - DR2-P4	
CELDA		C1E	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración	<i>Moderada alta</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	50	10	
Espac. (cm)	30	9	
Jc	Largo m	10-20	1
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua	Mojado	7	
RMR	Regular (+)	51	
GSI Calculado	Regular (-)	45	
GSI Estimado	VB / F	40-50	



Celda- C2E

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - DR2-P4	
CELDA		C2E	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración	<i>Moderada alta</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	70	13	
Espac. (cm)	80	13	
Jc	Largo m	3-10	2
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Rugosa	5
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Muy Alterada	1
Agua		Húmeda	10
RMR		Buena (-)	62
GSI Calculado		Regular (+)	56
GSI Estimado		B / G	55-60

Celda- C3E

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - DR2-P4	
CELDA		C3E	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración	<i>Moderada alta</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	50	10	
Espac. (cm)	30	9	
Jc	Largo m	10-20	1
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Blando <5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Mojado	7
RMR		Regular (+)	51
GSI Calculado		Regular (-)	45
GSI Estimado		VB / F	40-50



Celda- C11

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P5	
CELDA		C11	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	11	
Espac. (cm)	65	12	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	< 0.1	5
	Rugosidad	Rugoso	5
	Relleno	Duro >5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	64
GSI Calculado		Buena (-)	59
GSI Estimado		B / G	55-65

Celda- C12

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P5	
CELDA		C12	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	11	
Espac. (cm)	65	12	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1 - 1	4
	Rugosidad	Rugoso	5
	Relleno	Duro >5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	63
GSI Calculado		Buena (-)	58
GSI Estimado		B / G	55-65



Celda- C13

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P5	
CELDA		C13	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	11	
Espac. (cm)	65	12	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1 - 1	4
	Rugosidad	Rugoso	5
	Relleno	Duro >5mm	2
	Alteración	Lig. Alt.	5
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	65
GSI Calculado		Buena (-)	60
GSI Estimado		B / G	60-65

Celda- C14

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI	
MINA		PANULCILLO	
NIVEL		385 - GTSUR-P5	
CELDA		C14	
Parámetro	Clasificación	Puntuación	
Alteración		<i>Moderada alta</i>	
IRS	R5	12	
RQD %	65	11	
Espac. (cm)	65	12	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1 - 1	4
	Rugosidad	Rugoso	5
	Relleno	Duro >5mm	2
	Alteración	Lig. Alt.	5
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	65
GSI Calculado		Buena (-)	60
GSI Estimado		B / G	60-65



Celda- C15

CLASIFICACIÓN		RMR BIENIAWSKI		
MINA		PANULCILLO		
NIVEL		385 - GTSUR-P5		
CELDA		C15		
Parámetro	Clasificación	Puntuación		
Alteración	<i>Moderada alta</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	75	14		
Espac. (cm)	65	12		
Jc	Largo m	1-3	4	20
	Apertura mm	0.1 - 1	4	
	Rugosidad	Rugoso	5	
	Relleno	Duro >5mm	2	
	Alteración	Lig. Alt.	5	
Agua	Húmedo	10		
RMR		Buena (-)	68	
GSI Calculado		Buena (-)	63	
GSI Estimado		B / G	60-65	



12.1.3. CELDAS CHÉPICA

Celda 3 y Celda 4

Celda 3-IZQ		Celda 3-DER		Celda 4-IZQ	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Clasificación	Clasificación	Puntuación
33.2	4	2.5	2.5	2.5	1
85	17	82.5	82.5	82.5	17
0.30	10	0.273	0.273	0.273	10
3-10	2	3-10	3-10	3-10	2
1-5	1	1-5	1-5	1-5	1
Rugosa	5	Lig. Rugosa	Lig. Rugosa	Lig. Rugosa	3
Blando<5	2	Blando<5	Blando<5	Blando<5	2
Mod. Alterado	3	Muy Alterado	Muy Alterado	Muy Alterado	1
Seco	15	Seco	Seco	Seco	15
REGULAR	59	REGULAR	REGULAR	REGULAR	52
	56				45

Celda 5

Celda 5-IZQ		Celda 5-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
66.1	7	64	7
80	17	75	17
0.25	10	0.286	10
3-10	2	3-10	2
<0.1	5	<0.1	5
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Seco	15	Seco	15
BUENA	72	BUENA	72
	65		65



Celda 6

Celda 6-IZQ		Celda 6-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
62.6	7	79	7
70	13	77.5	17
0.188	8	0.231	10
3-10	2	3-10	2
<0.1	5	<0.1	5
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Seco	15	Seco	15
BUENA	66	BUENA	72
	61		65

Celda 7

Celda 7-IZQ		Celda 7-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
97.6	7	91.5	7
87.5	17	77.5	17
0.333	10	0.231	10
1-3	4	1-3	4
<0.1	5	0.1-1	4
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Blando<5	2
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Seco	15	Seco	15
BUENA	74	BUENA	69
	67		62



Celda 8

Celda 8-IZQ		Celda 8-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
71.1	7	82.6	7
90	20	87.5	17
0.375	10	0.444	10
1-3	4	3-10	2
<0.1	5	0.1-1	4
Lig. Rugosa	3	Lig. Rugosa	3
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Seco	15	Seco	15
BUENA	75	BUENA	69
	68		62

Celda 9 y Celda 10

Celda 9-IZQ	
Clasificación	Puntuación
74	7
85	17
0.40	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Goteo	4
BUENA	63
	58

Celda 10-IZQ	
Clasificación	Puntuación
66.6	7
100	20
0.750	15
3-10	2
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Seco	15
BUENA	80
	73



Celda 11 y Celda 12

Celda 11A-IZQ		Celda 11-IZQ		Celda 12-IZQ	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
76.7	7	66.6	7	74	7
80	17	85	17	87.5	17
0.250	10	0.40	10	0.444	10
3-10	2	1-3	4	3-10	2
<0.1	5	<0.1	5	0.1-1	4
Rugosa	5	Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Ninguno	6	Duro<5	4
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Humedo	10	Seco	15	Seco	15
BUENA	67	BUENA	74	BUENA	69
	60		67		64

Celda 13 y Celda 14

Celda 13-DER		Celda 14-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
64	7	39.3	4
67.5	13	77.5	17
0.235	10	0.308	10
<1	6	<1	6
<0.1	5	1-5	1
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Duro<5	4
Lig. Alterado	5	Mod. Alterado	3
Seco	15	Humedo	10
BUENA	72	BUENA	60
	65		53



Celda 15 y Celda 16

Celda 15-DER	
Clasificación	Puntuación
43.6	4
80	17
0.333	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Mod. Alterado	3
Mojado	7
BUENA	61
	54

Celda 16-DER	
Clasificación	Puntuación
43.6	4
30	8
0.130	8
10-20	1
1-5	1
Rugosa	5
Duro<5	4
Mod. Alterado	3
Mojado	7
REGULAR	41
	38

Celda 17 y Celda 18

Celda 17-DER	
Clasificación	Puntuación
68.7	7
85	17
0.400	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Humedo	10
BUENA	69
	62

Celda 18-DER	
Clasificación	Puntuación
74	7
85	17
0.400	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Humedo	10
BUENA	69
	63



Celda 19

Celda 19-DER		Celda 19A-DER	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
68.5	7	43.5	4
82.5	17	77.5	17
0.364	10	0.308	10
1-3	4	<1	6
<0.1	5	<0.1	5
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Mod. Alterado	3
Seco	15	Seco	15
BUENA	74	BUENA	71
	67		62

Celda 20

Celda 20A-DER		Celda 20-IZQ	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
41.9	4	76.7	7
82.5	17	87.5	17
0.364	10	0.444	10
3-10	2	1-3	4
<0.1	5	<0.1	5
Rugosa	5	Rugosa	5
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Lig. Alterado	5
Mojado	7	Humedo	10
BUENA	61	BUENA	69
	55		62



Celda 21

Celda 21A-DER		Celda 21-IZQ	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
46.6	4	43.3	4
67.5	13	82.5	17
0.235	10	0.364	10
3-10	2	3-10	2
<0.1	5	<0.1	5
Rugosa	5	Lisa	1
Ninguno	6	Ninguno	6
Mod. Alterado	3	Lig. Alterado	5
Mojado	7	Mojado	7
REGULAR	55	REGULAR	57
	50		52

Celda 22 y Celda 23

Celda 22-IZQ	
Clasificación	Puntuación
49.9	4
82.5	17
0.273	10
3-10	2
<0.1	5
Lisa	1
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Mojado	7
REGULAR	57
	52

Celda 23-IZQ	
Clasificación	Puntuación
76.1	7
87.5	17
0.333	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Lig. Alterado	5
Seco	15
BUENA	74
	69



Celda 24 y Celda 25

Celda 24-IZQ		Celda 25-IZQ	
Clasificación	Puntuación	Clasificación	Puntuación
25.5	4	27.5	4
45	8	75	17
0.192	8	0.286	10
<1	6	3-10	2
0.1-1	4	0.1-1	4
Rugosa	5	Lig. Rugosa	3
Ninguno	6	Ninguno	6
Lig. Alterado	5	Mod. Alterado	3
Goteo	4	Mojado	7
REGULAR	50	REGULAR	56
	47		50

Celda 26

Celda 26-IZQ	
Clasificación	Puntuación
27.5	4
80	17
0.333	10
1-3	4
<0.1	5
Rugosa	5
Ninguno	6
Mod. Alterado	3
Seco	15
BUENA	69
	60



12.1.4. CELDAS EL TOQUI

Celda C1

Parámetro	Celda C1		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	92.5	20	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	< 1	6
	Apertura mm	< 0.1	5
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Sin Relleno	6
	Alteración	Ligera	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	82	
GSI Estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		79	

Celda C2

Parámetro	Celda C2		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	90	20	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	< 1	6
	Apertura mm	< 0.1	5
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Sin Relleno	6
	Alteración	Ligera	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	82	
GSI Estimado	B/G	75-85	
GSI Calculado		78	



Celda C3

Parámetro	Celda C3		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	95	20	
Espac. (cm)	0.20	8	
Jc	Persistencia m	< 1	25
	Apertura mm	< 0.1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Ligera	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	80	
GSI Estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		80	

Celda C4

Parámetro	Celda C4		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	95	20	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	< 1	25
	Apertura mm	< 0.1	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Ligera	
Agua	Seco	15	
RMR	Muy Buena (-)	82	
GSI Estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		80	



Celda V1

Parámetro	Celda V1		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	92.5	20	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	1-3	17
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Moderada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	74	
GSI Estimado	B/F	70-80	
GSI Calculado		72	

Celda V2

Parámetro	Celda V2		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	87.5	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	17
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Ligera	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	71	
GSI Estimado	B/G	70-80	
GSI Calculado		69	



Celda V3

Parámetro	Celda V3		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	100.0	20	
Espac. (cm)	0.50	10	
Jc	Persistencia m	3-10	15
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Moderada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	72	
GSI Estimado	B/F	70-80	
GSI Calculado		70	

Celda V4

Parámetro	Celda V4		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	92.5	20	
Espac. (cm)	0.20	10	
Jc	Persistencia m	3-10	17
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lig. Rugosa	
	Relleno	Sin Relleno	
	Alteración	Ligera	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	74	
GSI Estimado	B/G	65-75	
GSI Calculado		72	



Celda V5

Parámetro	Celda V5		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>		
Alteración	<i>Leve Sílice</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	70.0	13	
Espac. (cm)	0.17	8	
Jc	Persistencia m	1-3	4
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	B<5mm	2
	Alteración	Ligera	5
Agua	Humedo	10	
RMR	Media (+)	58	
GSI Estimado	VB/G	45-55	
GSI Calculado		53	

Celda V6

Parámetro	Celda V6		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>		
Alteración	<i>Leve Sílice</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	75.0	13	
Espac. (cm)	0.20	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	B<5mm	2
	Alteración	Ligera	5
Agua	Humedo	10	
RMR	Media (+)	60	
GSI Estimado	VB/G	50-60	
GSI Calculado		55	



Celda V7

Parámetro	Celda V7			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>			
Alteración	<i>Leve Sílice</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	77.5	17		
Espac. (cm)	0.17	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	15
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	Sin Relleno	6	
	Alteración	Ligera	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Buena (-)	67		
GSI Estimado	VB/G	40-50		
GSI Calculado		56		

Celda V8

Parámetro	Celda V8			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>			
Alteración	<i>Leve Sílice</i>			
IRS	R5	12		
RQD %	75.0	13		
Espac. (cm)	0.13	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	15
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	Sin Relleno	6	
	Alteración	Ligera	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Buena (-)	63		
GSI Estimado	VB/G	40-50		
GSI Calculado		55		



Celda V9

Parámetro	Celda V9			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>			
Alteración	<i>Leve Sílice</i>			
IRS	R4	7		
RQD %	70.0	13		
Espac. (cm)	0.17	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	15
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	Sin Relleno	6	
	Alteración	Ligera	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Media (+)	58		
GSI Estimado	VB/G	40-50		
GSI Calculado		53		

Celda V10

Parámetro	Celda V10			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>			
Alteración				
IRS	R4	7		
RQD %	85.0	17		
Espac. (cm)	0.20	8		
Jc	Persistencia m	>20	0	9
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	B<5mm	2	
	Alteración	Ligera	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Media (+)	56		
GSI Estimado	VB/G	40-50		
GSI Calculado		51		



Celda V11

Parámetro	Celda V11		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba Cinerítica</i>		
Alteración			
IRS	R4	7	
RQD %	47.5	8	
Espac. (cm)	0.13	8	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Ligera Rugosa	3
	Relleno	B<5mm	2
	Alteración	Moderada	3
Agua	Seco	15	
RMR	Media (-)	49	
GSI Estimado	VB/F	40-50	
GSI Calculado		40	

Celda V13

Parámetro	Celda V13		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	85.0	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	D<5mm	4
	Alteración	Moderada	3
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	65	
GSI Estimado	VB/F	40-50	
GSI Calculado		56	



Celda V14

Parámetro	Celda V14		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea (MP)</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	92.5	20	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	>20	0
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Ligera Rugosa	3
	Relleno	B<5mm	2
	Alteración	Muy Alterada	1
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	64	
GSI Estimado	VB/F	60-70	
GSI Calculado		57	

Celda V15

Parámetro	Celda V15		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea y Toba Bandeada</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	97.5	20	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Ligera Rugosa	3
	Relleno	D<5mm	4
	Alteración	Ligera Alterada	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	72	
GSI Estimado	B/G	60-70	
GSI Calculado		68	



Celda V17

Parámetro	Celda V17		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea y Toba Bandeada</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	100.0	20	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	3-10	15
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	B<5mm	
	Alteración	Ligera Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	72	
GSI Estimado	B/G	60-70	
GSI Calculado		68	

Celda V19

Parámetro	Celda V19		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea y Toba Bandeada</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	12	
RQD %	100.0	20	
Espac. (cm)	> 2 m	20	
Jc	Persistencia m	3-10	15
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	B<5mm	
	Alteración	Ligera Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Muy Buena (-)	82	
GSI Estimado	M/G	70-80	
GSI Calculado		73	



Celda C20

Parámetro	Celda C20			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Marga</i>			
Alteración	<i>Leve Epidota/Clorita</i>			
IRS	R4	7		
RQD %	85.0	17		
Espac. (cm)	0.20	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	15
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Ligera Alterada	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Buena (-)	62		
GSI Estimado	VB/G	40-50		
GSI Calculado		60		

Celda C21

Parámetro	Celda C21			
	Clasificación	Puntuación		
Litología	<i>Marga</i>			
Alteración	<i>Leve Epidota/Clorita</i>			
IRS	R4	7		
RQD %	72.5	13		
Espac. (cm)	0.20	8		
Jc	Persistencia m	3-10	2	15
	Apertura mm	1-5	1	
	Rugosidad	Lisa	1	
	Relleno	Ninguno	6	
	Alteración	Ligera Alterada	5	
Agua	Seco	15		
RMR	Medio (+)	58		
GSI Estimado	VB/G	45-55		
GSI Calculado		54		



Celda C22

Parámetro	Celda C22		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Marga</i>		
Alteración	<i>Leve Epidota/Clorita</i>		
IRS	R4	7	
RQD %	80.0	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	15
	Apertura mm	1-5	
	Rugosidad	Lisa	
	Relleno	Ninguno	
	Alteración	Ligera Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	64	
GSI Estimado	VB/G	45-55	
GSI Calculado		58	

Celda C23

Parámetro	Celda C23		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	15	
RQD %	87.5	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	3-10	16
	Apertura mm	0,1-1	
	Rugosidad	Lig Rugosa	
	Relleno	D<5 mm	
	Alteración	Moderada Alterada	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	73	
GSI Estimado	VB/F	60-70	
GSI Calculado		65	



Celda C24

Parámetro	Celda C24		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	15	
RQD %	85.0	17	
Espac. (cm)	0.25	10	
Jc	Persistencia m	1-3	18
	Apertura mm	0,1-1	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	B<5 mm	
	Alteración	Moderada Alterada	
Agua	Humedo	10	
RMR	Buena (-)	70	
GSI Estimado	VB/F	60-70	
GSI Calculado		65	

Celda C25

Parámetro	Celda C25		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	15	
RQD %	90.0	17	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	1-3	20
	Apertura mm	0,1-1	
	Rugosidad	Rugosa	
	Relleno	B<5 mm	
	Alteración	Ligera	
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	77	
GSI Estimado	B/G	60-70	
GSI Calculado		70	



Celda C26

Parámetro	Celda C26		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Toba bandeada</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	15	
RQD %	90.0	17	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	1-3	4
	Apertura mm	0,1-1	4
	Rugosidad	Rugosa	5
	Relleno	B<5 mm	2
	Alteración	Ligera	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (+)	77	
GSI Estimado	B/G	60-70	
GSI Calculado		70	

Celda C27

Parámetro	Celda C27		
	Clasificación	Puntuación	
Litología	<i>Arenisca Calcárea</i>		
Alteración	<i>Epidota/Clorita</i>		
IRS	R5	15	
RQD %	95.0	20	
Espac. (cm)	0.33	10	
Jc	Persistencia m	3-10	2
	Apertura mm	0,1-1	4
	Rugosidad	Rugosa	5
	Relleno	B<5 mm	2
	Alteración	Ligera	5
Agua	Moderada Alterada	3	
RMR	Buena (+)	66	
GSI Estimado	B/F	60-70	
GSI Calculado		68	



12.1.5. CELDAS ATACAMA KOZAN

Celda 1

Parámetro	C-01 ATACAMA KOZAN		
	Clasificación	Puntuación	
Alteración	NINGUNA		
IRS	R5	12	
Sets Principales	1	ff/m	7
	2	ff/m	3
	3	ff/m	2
	4	ff/m	5
	Jv		17
RQD %	67	13	
Espac.	200-600mm	10	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	70	
GSI Calculado	Buena (-)	64	
GSI Estimado	B/F	60-65	

Celda 2

Parámetro	C-02 ATACAMA KOZAN		
	Clasificación	Puntuación	
Alteración	NINGUNA		
IRS	R5	12	
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	4
	3	ff/m	2
	4	ff/m	9
	Jv		19
RQD % (Jv 19)	62	13	
Espac.	200-600mm	10	
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua	Seco	15	
RMR	Buena (-)	70	
GSI Calculado	Buena (-)	61	
GSI Estimado	B/F	55-60	



Celda 3

Parámetro		C-03 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	1
	2	ff/m	4
	3	ff/m	3
	4	ff/m	8
	Jv		
RQD %		70	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	65
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 4

Parámetro		C-04 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	6
	2	ff/m	4
	3	ff/m	5
	4	ff/m	2
	Jv		
RQD %		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 6

Parámetro		C-06 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R4-R5	8
Sets Principales	1	ff/m	7
	2	ff/m	3
	3	ff/m	5
	4	ff/m	2
	Jv		
RQD %		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	66
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 7

Parámetro		C-07 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	2
	2	ff/m	3
	3	ff/m	3
	4	ff/m	7
	Jv		
RQD % (Jv 15)		72	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	75
GSI Calculado		Buena (-)	66
GSI Estimado		B/F	60-70



Celda 8

Parámetro		C-08 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	6
	2	ff/m	5
	3	ff/m	4
	4	ff/m	3
	Jv		
RQD % (Jv 18)		65	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	75
GSI Calculado		Buena (-)	63
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 9

Parámetro		C-09 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	3
	3	ff/m	5
	4	ff/m	3
	Jv		
RQD % (Jv 15)		72	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	75
GSI Calculado		Buena (-)	66
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 10

Parámetro		C-10 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	5
	3	ff/m	4
	4	ff/m	4
	5	ff/m	2
		Jv	19
RQD % (Jv 19)		62	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	61
GSI Estimado		B/F	55-60

Celda 11

Parámetro		C-11 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	7
	3	ff/m	6
		Jv	17
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 12

Parámetro		C-12 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	7
	2	ff/m	4
	3	ff/m	3
	Jv		
RQD % (Jv 14)		75	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	3-10	2
	Apertura mm	1-5	1
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Duro<5	4
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	68
GSI Calculado		Buena (-)	57
GSI Estimado		B/F	50-55

Celda 13

Parámetro		C-13 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>NINGUNA</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	6
	2	ff/m	2
	3	ff/m	7
	4	ff/m	2
	Jv		
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 14

Parámetro		C-14 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		Escasa	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	9
	2	ff/m	7
	3	ff/m	3
	4	ff/m	4
	Jv		
RQD % (Jv 23)		52	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	56
GSI Estimado		B/F	50-55

Celda 15

Parámetro		C-15 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		NINGUNA	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	6
	2	ff/m	5
	3	ff/m	3
	4	ff/m	3
	5	ff/m	4
	Jv		
RQD % (Jv 21)		57	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	72
GSI Calculado		Buena (-)	62
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 16

Parámetro		C-16 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	5
	3	ff/m	3
	4	ff/m	3
	5	ff/m	2
Jv			17
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 17

Parámetro		C-17 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	5
	3	ff/m	3
	4	ff/m	4
	5	ff/m	4
Jv			20
RQD % (Jv 20)		60	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	60
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 18

Parámetro		C-18 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	4
	3	ff/m	3
	4	ff/m	5
	5	ff/m	2
Jv			17
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 19

Parámetro		C-19 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	4
	3	ff/m	4
	4	ff/m	4
	5	ff/m	3
Jv			18
RQD % (Jv 18)		65	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	63
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 20

Parámetro		C-20 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	6
	2	ff/m	4
	3	ff/m	8
	Jv		
RQD % (Jv 18)		65	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	72
GSI Calculado		Buena (-)	66
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 21

Parámetro		C-21 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	5
	2	ff/m	8
	3	ff/m	6
	Jv		
RQD % (Jv 19)		62	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	61
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 22

Parámetro		C-22 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		NINGUNA	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	5
	3	ff/m	4
	4	ff/m	3
	5	ff/m	4
Jv			19
RQD % (Jv 19)		62	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Mod. alterada	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	63
GSI Calculado		Buena (-)	58
GSI Estimado		B/F	55-60

Celda 23

Parámetro		C-23 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		Leve	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	5
	2	ff/m	5
	3	ff/m	5
Jv			15
RQD % (Jv 15)		72	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Mod. alterado	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	68
GSI Calculado		Buena (-)	63
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 24

Parámetro		C-24 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		NINGUNA	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	3
	3	ff/m	2
	4	ff/m	4
	5	ff/m	3
	6	ff/m	2
Jv			17
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Mod. alterado	3
Agua		Húmedo	10
RMR		Buena (-)	63
GSI Calculado		Buena (-)	61
GSI Estimado		B/F	55-60

Celda 25

Parámetro		C-25 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		NINGUNA	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	6
	3	ff/m	4
	4	ff/m	3
	5	ff/m	4
	6	ff/m	2
Jv			22
RQD % (Jv 22)		55	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Mod. alterado	3
Agua		Mojado	7
RMR		Buena (-)	62
GSI Calculado		Buena (-)	58
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 26

Parámetro		C-26 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		Escasa	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	6
	3	ff/m	2
	4	ff/m	3
	5	ff/m	3
	6	ff/m	2
	Jv		
RQD % (Jv 19)		62	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	61
GSI Estimado		B/F	55-60

Celda 27

Parámetro		C-27 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		Escasa	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	3
	3	ff/m	3
	4	ff/m	5
	5	ff/m	3
	Jv		
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 28

Parámetro		C-28 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	2
	2	ff/m	3
	3	ff/m	10
	4	ff/m	3
	5	ff/m	1
		Jv	19
RQD % (Jv 19)		62	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	72
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 29

Parámetro		C-29 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	2
	2	ff/m	6
	3	ff/m	3
	4	ff/m	2
	5	ff/m	7
		Jv	20
RQD % (Jv 20)		57	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Escasa	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	72
GSI Calculado		Buena (-)	62
GSI Estimado		B/F	55-60



Celda 30

Parámetro		C-30 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	3
	2	ff/m	3
	3	ff/m	3
	4	ff/m	6
	Jv		
RQD % (Jv 15)		72	13
Espac.		0.6-2m	15
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	77
GSI Calculado		Buena (-)	69
GSI Estimado		B/F	60-65

Celda 31

Parámetro		C-31 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	7
	2	ff/m	10
	Jv		
RQD % (Jv 17)		67	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	64
GSI Estimado		B/F	60-65



Celda 32

Parámetro		C-32 ATACAMA KOZAN	
		Clasificación	Puntuación
Alteración		<i>Escasa</i>	
IRS		R5	12
Sets Principales	1	ff/m	4
	2	ff/m	4
	3	ff/m	7
	4	ff/m	5
	Jv		
RQD % (Jv 20)		60	13
Espac.		200-600mm	10
Jc	Largo m	1-3	4
	Apertura mm	0.1-1	4
	Rugosidad	Lisa	1
	Relleno	Ninguno	6
	Alteración	Lig. Alterada	5
Agua		Seco	15
RMR		Buena (-)	70
GSI Calculado		Buena (-)	60
GSI Estimado		B/F	50-55+



ANEXO A.2: TABLAS RESUMEN

TALCUNA

Tabla A.1. Estadística Mina Talcuna

TALCUNA									
RMR	GSI	Espaciamiento (m)	FF (1/m)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	Jc
81	78	0.45	2.2	95	4	3	1	71.3	24
73	69	0.45	2.2	95	4	1.5	1	35.6	16
70	62	0.25	4.0	85	4	1.5	1	31.9	16
58	52	0.2	5.0	80	9	1.5	2	6.7	11
77	72	0.4	2.5	93	4	1.5	0.75	46.5	20
80	77	0.5	2.0	98	4	1.5	1	36.8	23
79	75	0.45	2.2	95	4	3	0.75	95.0	22
77	74	0.5	2.0	98	4	1.5	0.75	49.0	20
70	68	0.45	2.2	95	4	1.5	1	35.6	18
68	66	0.4	2.5	93	4	1.5	1	34.9	16
63	60	0.29	3.4	88	4	1.5	2	16.5	14
57	51	0.29	3.4	88	4	1	2	11.0	8
71	73	0.4	2.5	93	4	1.5	1	34.9	22
67	65	0.4	2.5	93	4	1.5	1	34.9	18
77	74	0.5	2.0	98	4	1.5	0.75	49.0	20
75	69	0.4	2.5	93	4	1.5	0.75	46.5	18
77	73	0.45	2.2	95	4	1.5	0.75	47.5	20
79	74	0.49	2.0	98	4	3	0.75	98.0	22
76	72	0.29	3.4	88	4	1.5	0.75	44.0	22
58	54	0.2	5.0	80	9	1.5	2	6.7	11
52	50	0.16	6.3	75	9	1.5	2	6.3	16
38	44	0.14	7.1	70	9	1.5	3	3.9	9
61	55	0.18	5.6	78	9	1.5	2	6.5	14
63	58	0.18	5.6	78	9	1.5	1	13.0	16
59	57	0.16	6.3	75	9	1.5	2	6.3	16
66	60	0.16	6.3	75	9	1.5	1	12.5	18
54	60	0.25	4.0	85	4	1.5	2	15.9	16
51	55	0.16	6.3	75	9	1.5	2	6.3	16
42	42	0.14	7.1	68	9	1	3	2.5	10
71	66	0.33	3.0	90	4	1.5	1	33.8	17
60	53	0.22	4.5	83	9	1.5	2	6.9	11
63	65	0.29	3.4	88	4	1.5	2	16.5	14
57	54	0.18	5.6	75	9	1.5	2	6.3	14
57	54	0.18	5.6	75	9	1.5	2	6.3	14
77	73	0.33	3.0	90	4	1.5	1	33.8	23
77	73	0.33	3.0	90	4	1.5	1	33.8	23
68	66	0.29	3.4	88	4	1.5	1	33.0	19



PANULCILLO

Tabla A.2. Estadística Mina Panulcillo

PANULCILLO									
RMR	GSI	Espaciamiento (m)	FF (1/m)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	Jc
68	63	1	1.00	70	6	3	2	17.50	20
68	63	1	1.00	70	6	3	2	17.50	20
58	52	0.6	1.67	65	9	1.5	3	3.61	13
55	48	0.25	4.00	50	9	1.5	3	2.78	15
61	55	0.25	4.00	50	9	3	2	8.33	21
59	54	0.55	1.82	65	6	1.5	3	5.42	14
59	54	0.55	1.82	65	6	1.5	3	5.42	14
51	45	0.3	3.33	50	12	1.5	3	2.08	13
62	56	0.8	1.25	70	9	3	4	5.83	14
51	45	0.3	3.33	50	12	1.5	3	2.08	13
64	59	0.65	1.54	65	6	3	3	10.83	19
63	58	0.65	1.54	65	6	3	3	10.83	18
65	60	0.65	1.54	65	9	3	2	10.83	20
65	60	0.65	1.54	65	9	3	2	10.83	20
68	63	0.65	1.54	75	6	3	2	18.75	20



CHÉPICA

Tabla A.3. Estadística Mina Chépica

CHEPICA									
RMR	GSI	Espaciamiento (m)	FF (1/m)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	Jc
59	56	0.3	3.33	85	4	3	2	31.88	13
59	54	0.333	3.00	87.5	4	1.5	2	16.41	15
52	45	0.273	3.66	82.5	9	1.5	3	4.58	9
72	65	0.25	4.00	80	9	3	1	26.67	23
72	65	0.286	3.50	75	9	3	1	25.00	23
66	61	0.188	5.32	70	9	3	1	23.33	23
72	65	0.231	4.33	77.5	9	3	1	25.83	23
74	69	0.333	3.00	87.5	4	3	1	65.63	25
69	62	0.231	4.33	77.5	9	3	1	25.83	20
75	68	0.375	2.67	90	4	1.5	1	33.75	23
69	62	0.444	2.25	87.5	4	1.5	1	32.81	20
63	58	0.4	2.50	85	4	3	1	63.75	25
80	73	0.75	1.33	100	4	3	1	75.00	23
67	60	0.25	4.00	80	9	3	1	26.67	23
74	69	0.4	2.50	85	4	3	1	63.75	25
69	64	0.444	2.25	87.5	4	3	1	65.63	20
72	65	0.235	4.26	67.5	9	3	1	22.50	27
60	53	0.308	3.25	77.5	9	3	2	12.92	19
61	54	0.333	3.00	80	9	3	2	13.33	23
41	38	0.13	7.69	30	9	3	2	5.00	14
69	62	0.4	2.50	85	4	3	1	63.75	25
69	63	0.4	2.50	85	4	3	1	63.75	25
74	67	0.364	2.75	82.5	9	3	1	27.50	25
71	62	0.308	3.25	77.5	9	3	2	12.92	25
61	55	0.364	2.75	82.5	9	3	1	27.50	23
55	50	0.235	4.26	67.5	9	3	2	11.25	21
69	62	0.444	2.25	87.5	4	3	1	65.63	25
57	52	0.364	2.75	82.5	9	1	1	9.17	19
57	52	0.273	3.66	82.5	9	1	1	9.17	19
74	69	0.333	3.00	87.5	4	3	1	65.63	25
50	47	0.192	5.21	45	9	3	1	15.00	26
56	50	0.286	3.50	75	9	1.5	2	6.25	18
69	60	0.333	3.00	80	9	3	2	13.33	23



EL TOQUI

Tabla A.4. Estadística Mina El Toqui

EL TOQUI									
RMR	GSI	Espaciamiento (m)	FF (1/m)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	Jc
82	79	0.25	4	92.5	4	1.5	1	35	25
82	78	0.25	4	90	4	1.5	1	34	25
80	80	0.2	5	95	4	1.5	1	36	25
82	80	0.25	4	95	4	1.5	1	36	25
74	72	0.25	4	92.5	4	1.5	2	17	17
71	69	0.25	4	87.5	4	1.5	1	33	17
72	70	0.5	2	100	4	1.5	2	19	15
74	72	0.2	5	92.5	4	1.5	1	35	17
58	53	0.17	6	70	9	1.5	1	12	15
60	55	0.2	5	75	9	1.5	1	13	15
67	56	0.17	6	77.5	9	1	1	9	15
63	55	0.13	8	75	9	1	1	8	15
58	53	0.17	6	70	9	1	1	8	15
56	51	0.2	5	85	4	1	1	21	9
49	40	0.13	8	47.5	9	1.5	2	4	11
65	56	0.25	4	85	4	1	2	11	11
64	57	0.33	3	92.5	4	1.5	3	12	7
72	68	0.33	3	97.5	4	1.5	1	37	15
72	68	0.33	3	100	4	3	1	75	15
82	73	1	1	100	4	3	1	75	15
62	60	0.2	5	85	4	1	1	21	15
58	54	0.2	5	72.5	9	1	1	8	15
64	58	0.25	4	80	9	1	1	9	15
73	65	0.25	4	87.5	4	1.5	2	16	16
70	65	0.25	4	85	4	3	2	32	18
77	70	0.33	3	90	4	3	1	68	20
77	70	0.33	3	90	4	3	1	68	20
66	68	0.33	3	95	4	3	1	71	18



ATACAMA KOZAN

Tabla A.5. Estadística mina Atacama Kozan

ATACAMA KOZAN									
RMR	GSI	Espaciamiento (m)	FF (1/m)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	Jc
70	64	0.294	3.40	67	12	1	1	5.58	20
70	61	0.278	3.60	62	12	1	1	5.17	20
70	65	0.427	2.34	70	12	1	1	5.83	20
70	64	0.279	3.58	67	12	1	1	5.58	20
66	64	0.294	3.40	67	12	1	1	5.58	20
75	66	0.327	3.06	72	12	1	1	6.00	20
75	63	0.238	4.20	65	12	1	1	5.42	20
75	66	0.279	3.58	72	12	1	1	6.00	20
70	61	0.290	3.45	62	12	1	1	5.17	20
70	64	0.187	5.35	67	9	1	1	7.44	20
68	57	0.242	4.13	75	9	1	1	8.33	13
70	64	0.327	3.06	67	12	1	1	5.58	20
70	56	0.209	4.78	52	12	1	1	4.33	20
72	62	0.257	3.89	57	12	1.5	1	7.13	22
70	64	0.323	3.10	67	12	1	1	5.58	20
70	60	0.257	3.89	60	12	1	1	5.00	20
70	64	0.323	3.10	67	12	1	1	5.58	20
70	63	0.283	3.53	65	12	1	1	5.42	20
72	66	0.181	5.52	65	9	1.5	1	10.83	22
70	61	0.164	6.10	62	9	1	1	6.89	20
63	58	0.273	3.66	62	12	1	2	2.58	18
68	63	0.200	5.00	72	9	1	2	4.00	18
63	56	0.375	2.67	67	12	1	2	2.79	18
62	58	0.306	3.27	55	12	1.5	2	3.44	20
70	61	0.361	2.77	62	12	1	1	5.17	20
70	64	0.307	3.26	67	12	1	1	5.58	20
72	64	0.453	2.21	62	12	1.5	1	7.75	22
72	62	0.329	3.04	57	12	1.5	0.75	9.50	22
77	69	0.292	3.42	72	12	1.5	1	9.00	22
70	64	0.120	8.33	67	4	1	1	16.75	20
70	60	0.211	4.74	60	12	1	1	5.00	20



A partir de toda la información recopilada, se presenta la **Tabla A.6**, la cual detalla estadísticamente cada parámetro considerado.

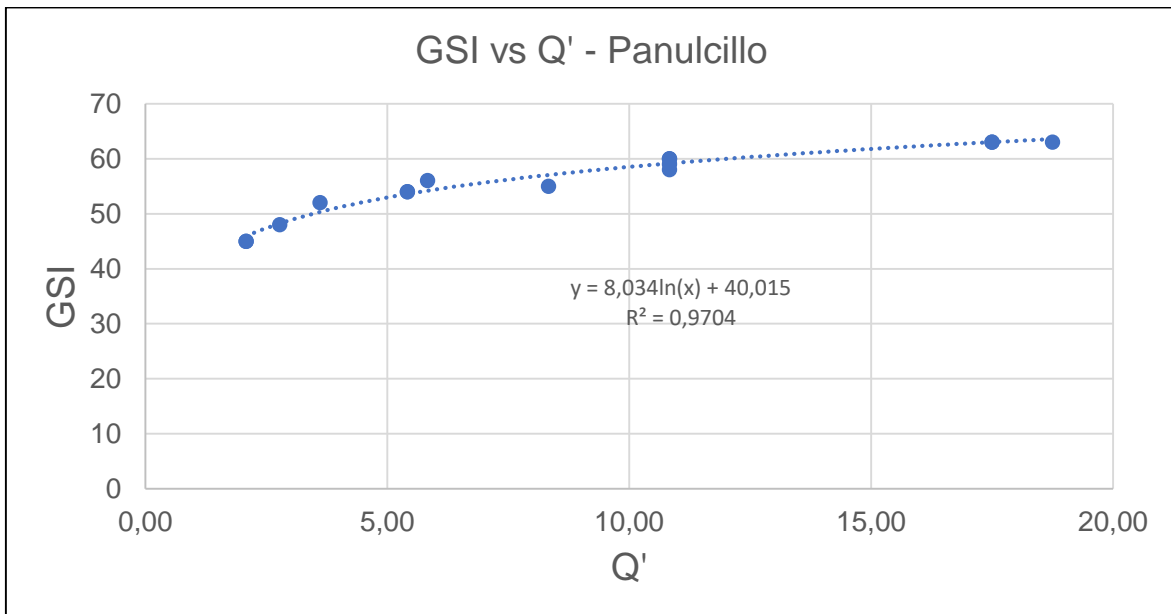
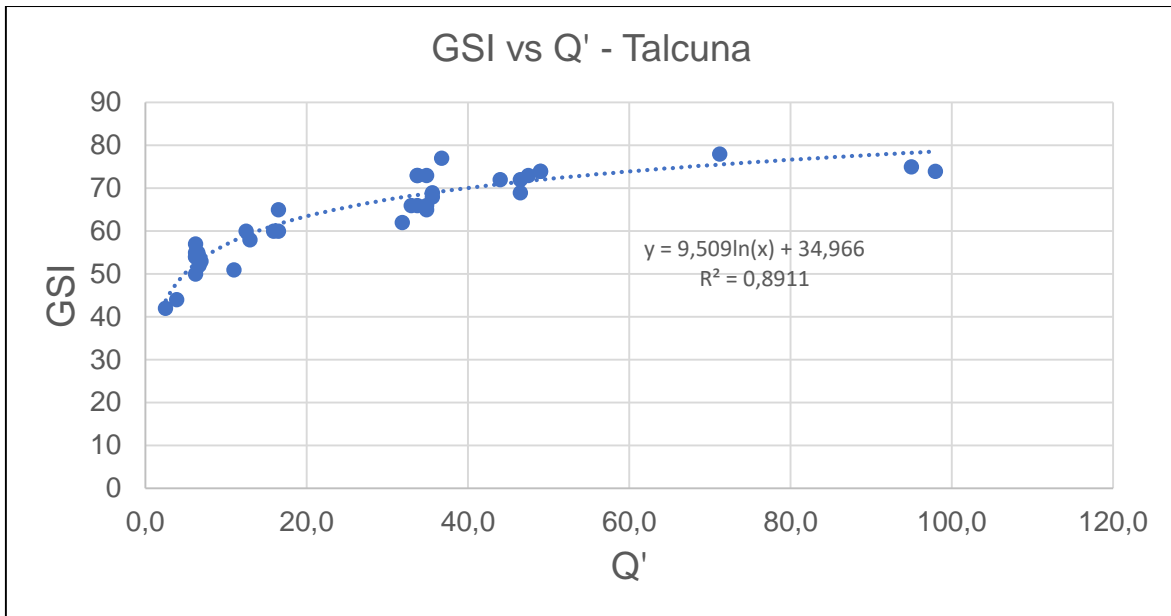
Tabla A.6. Estadística geotécnica de las diferentes minas estudiadas.

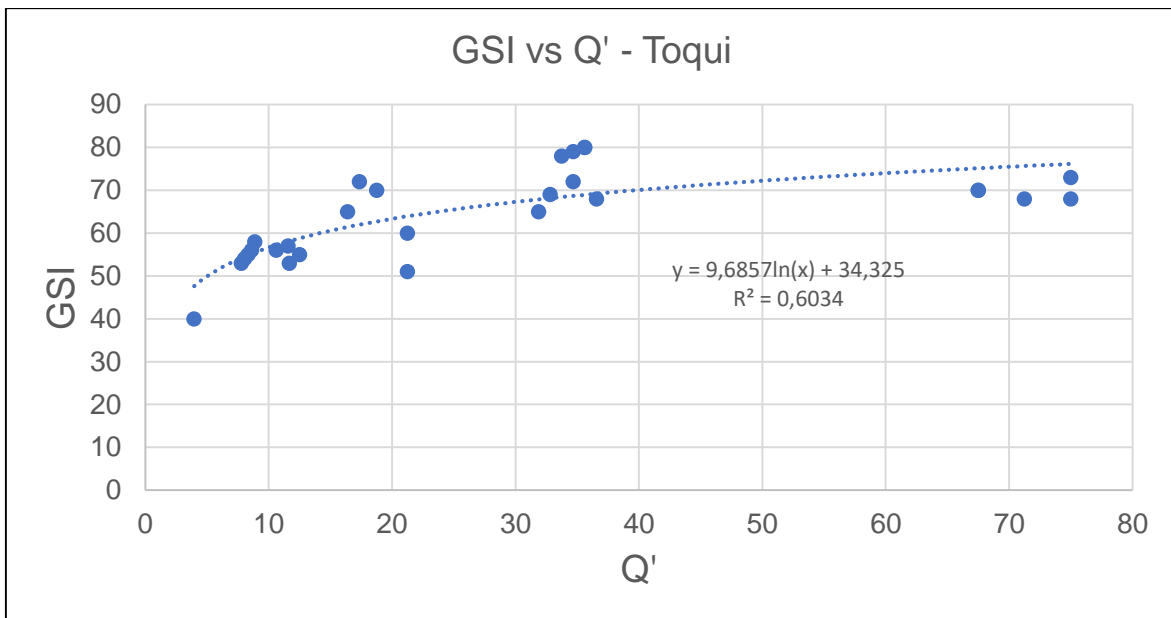
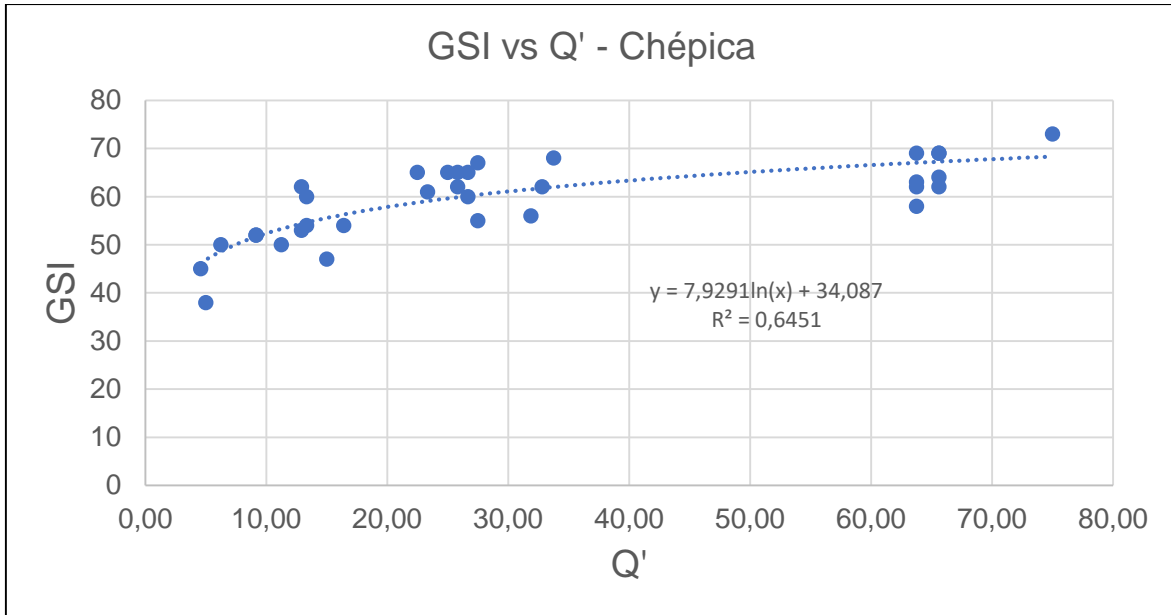
Mina	Rangos	RMR	GSI	Espaciamiento	FF	Q'	Jc
Talcuna	MAX	81	78	0.5	7.14	98.0	24
	MIN	38	42	0.14	2	2.5	8
	Promedio	66.19	63.32	0.31	3.84	29.06	16.95
	D.E	10.8	9.7	0.1	1.7	23.8	4.3
	COV	16%	15%	40%	43%	82%	25%
Panulcillo	MAX	68	63	1	4	18.75	21
	MIN	51	45	0.25	1	2.08	13
	Promedio	61.13	55.67	0.59	2.06	8.84	16.93
	D.E	5.64	6.10	0.24	1.05	5.68	3.22
	COV	9%	11%	41%	51%	64%	19%
Chépica	MAX	80	73	0.75	7.69	75.00	27
	MIN	41	38	0.13	1.33	4.58	9
	Promedio	65.36	59.30	0.33	3.38	31.85	21.67
	D.E	8.67	7.96	0.11	1.17	22.62	4.14
	COV	13%	13%	33%	35%	71%	19%
El Toqui	MAX	82	80	1	7.7	75.0	25
	MIN	49	40	0.13	1	4.0	7
	Promedio	68.93	64.11	0.28	4.29	29.24	16.46
	D.E	9.03	10.19	0.16	1.49	22.55	4.53
	COV	13%	16%	59%	35%	77%	27%
ATK	MAX	77	69	0.453	8.3	16.75	22
	MIN	62	56	0.12	2.2	2.58	13
	Promedio	70	62.4	0.28	3.85	6.26	19.9
	D.E	3.30	3.08	0.07	1.23	2.66	1.64
	COV	5%	5%	26%	32%	42%	8%

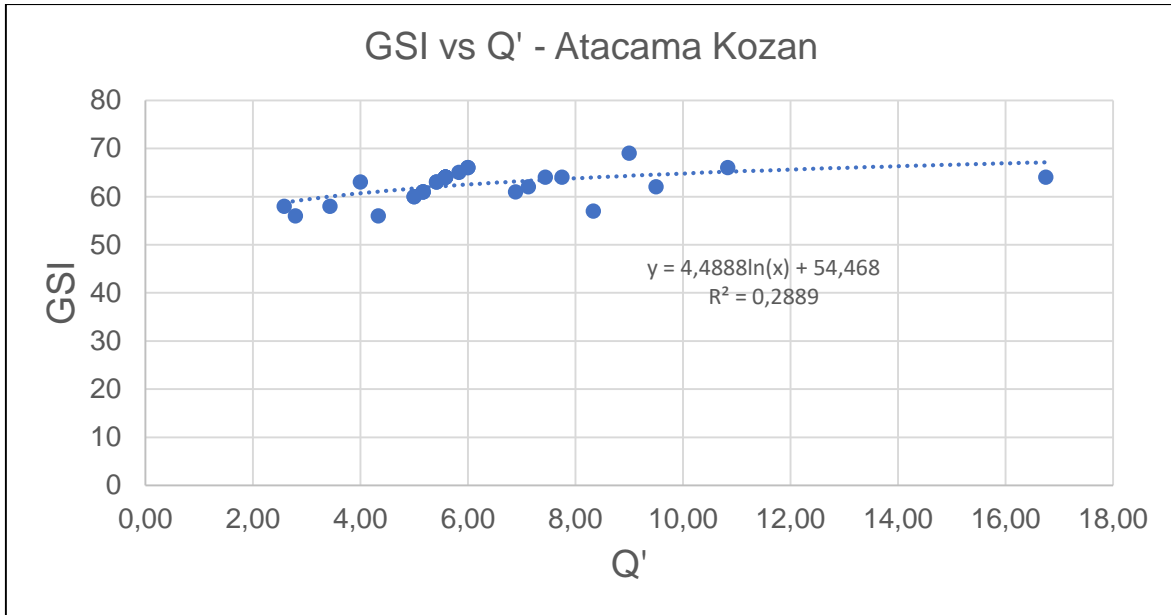
ANEXOS A.3: GRÁFICAS CORRELACIONALES

A partir de las tablas construidas anteriormente, es posible generar diferentes gráficos que presentan las relaciones existentes entre los diferentes parámetros presentados.

Relación GSI Y Q'

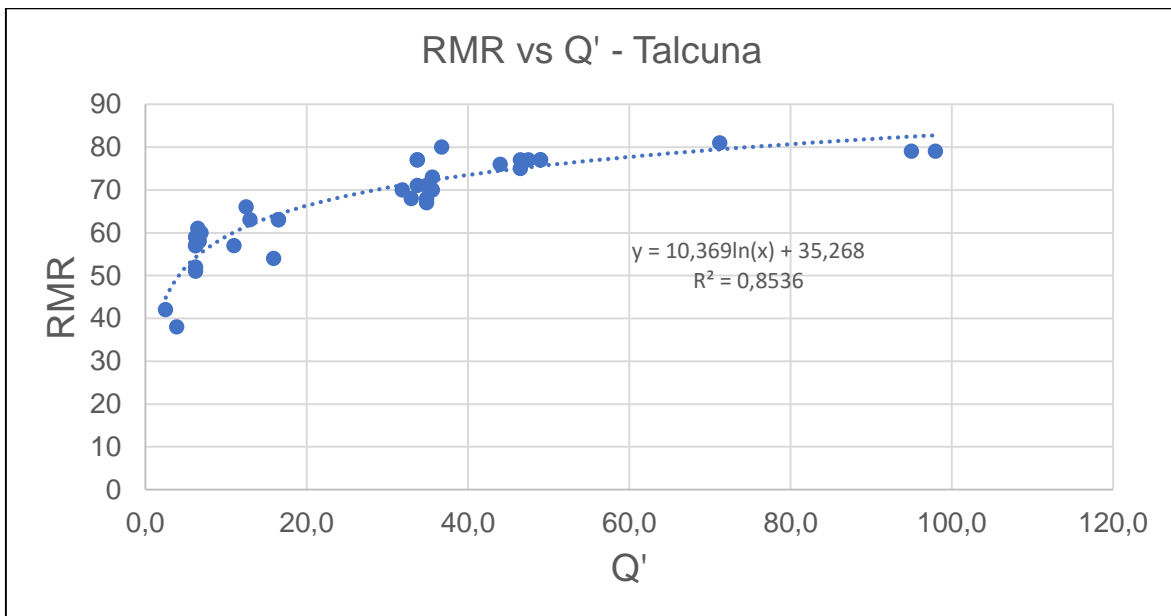


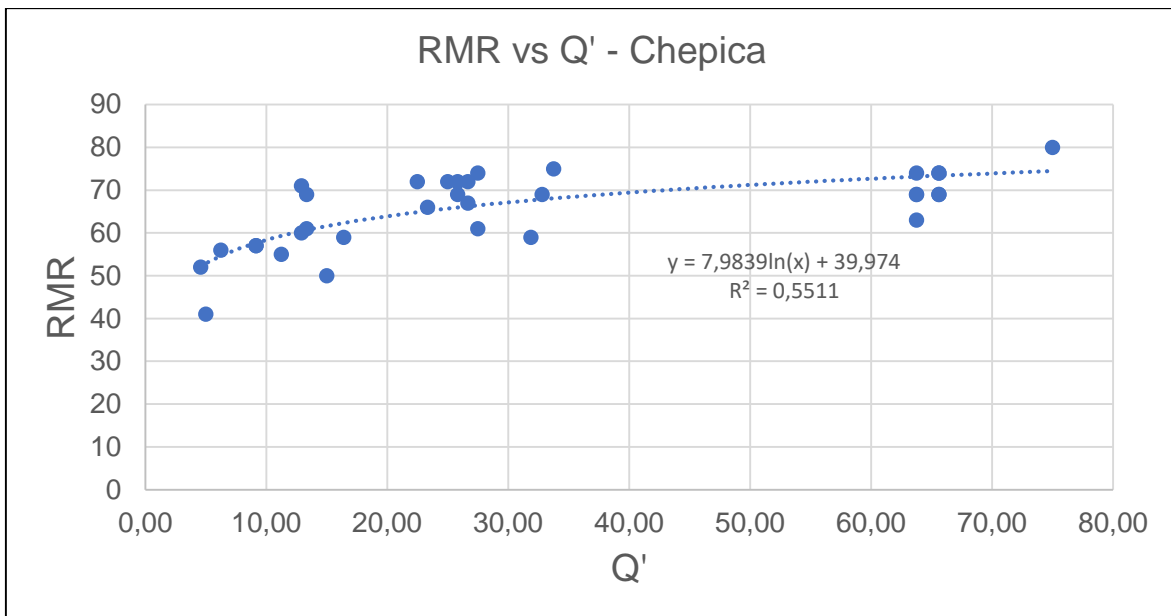
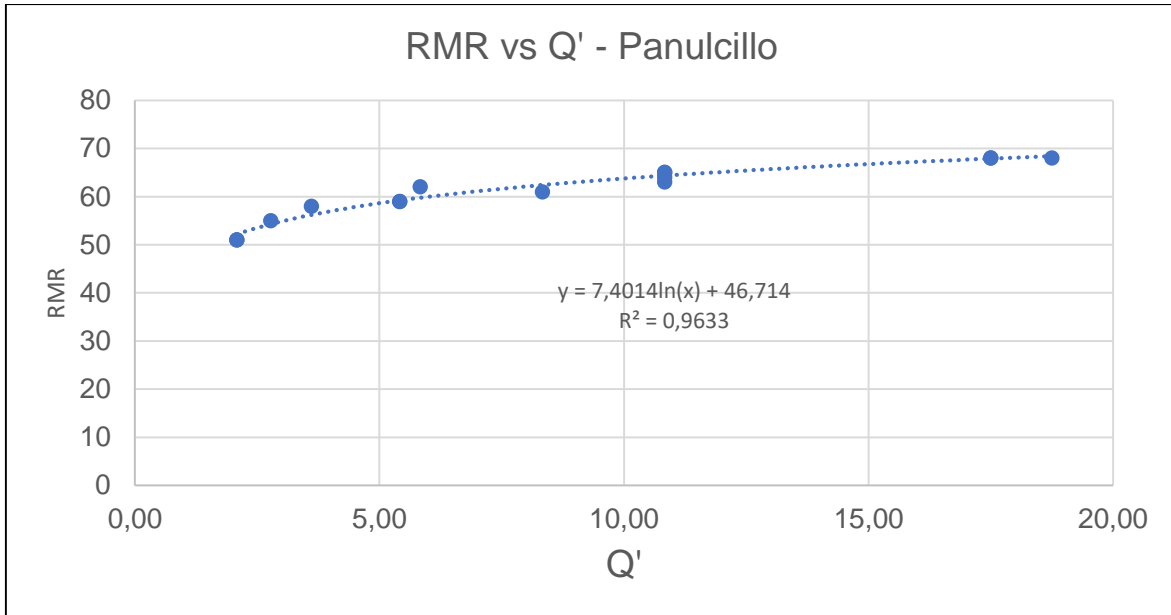


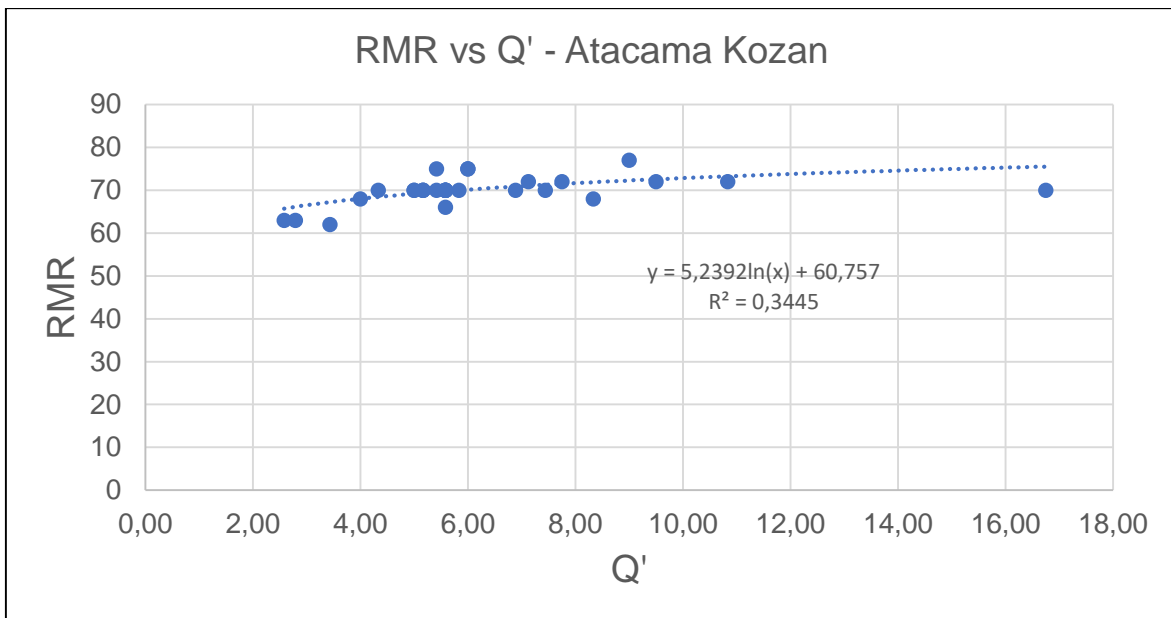
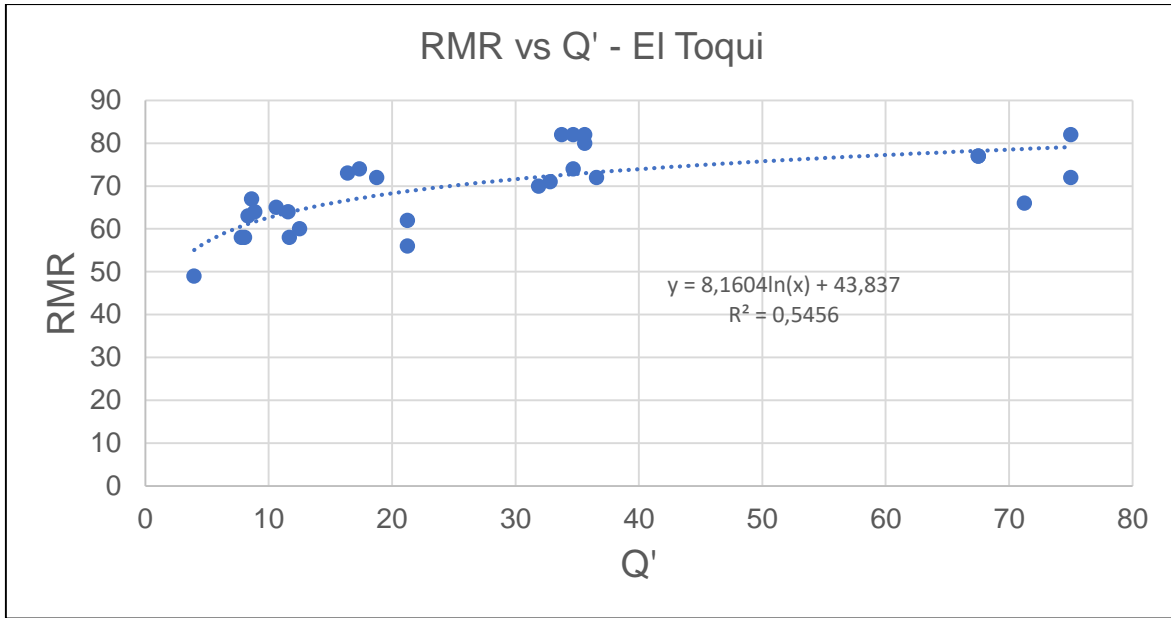


A partir de las gráficas presentadas anteriormente, es posible observar que la relación entre el GSI y el Q', muestra una tendencia del tipo logarítmica, lo cual es acorde a las correlaciones presentadas por Bieniawski (1989).

Relación RMR y Q'







Al igual que en las gráficas GSI vs Q', se puede observar la misma tendencia logarítmica en las gráficas RMR vs Q'.



ANEXO B. FICHAS DE ANÁLISIS DE DIMENSIONES DE BLOQUES

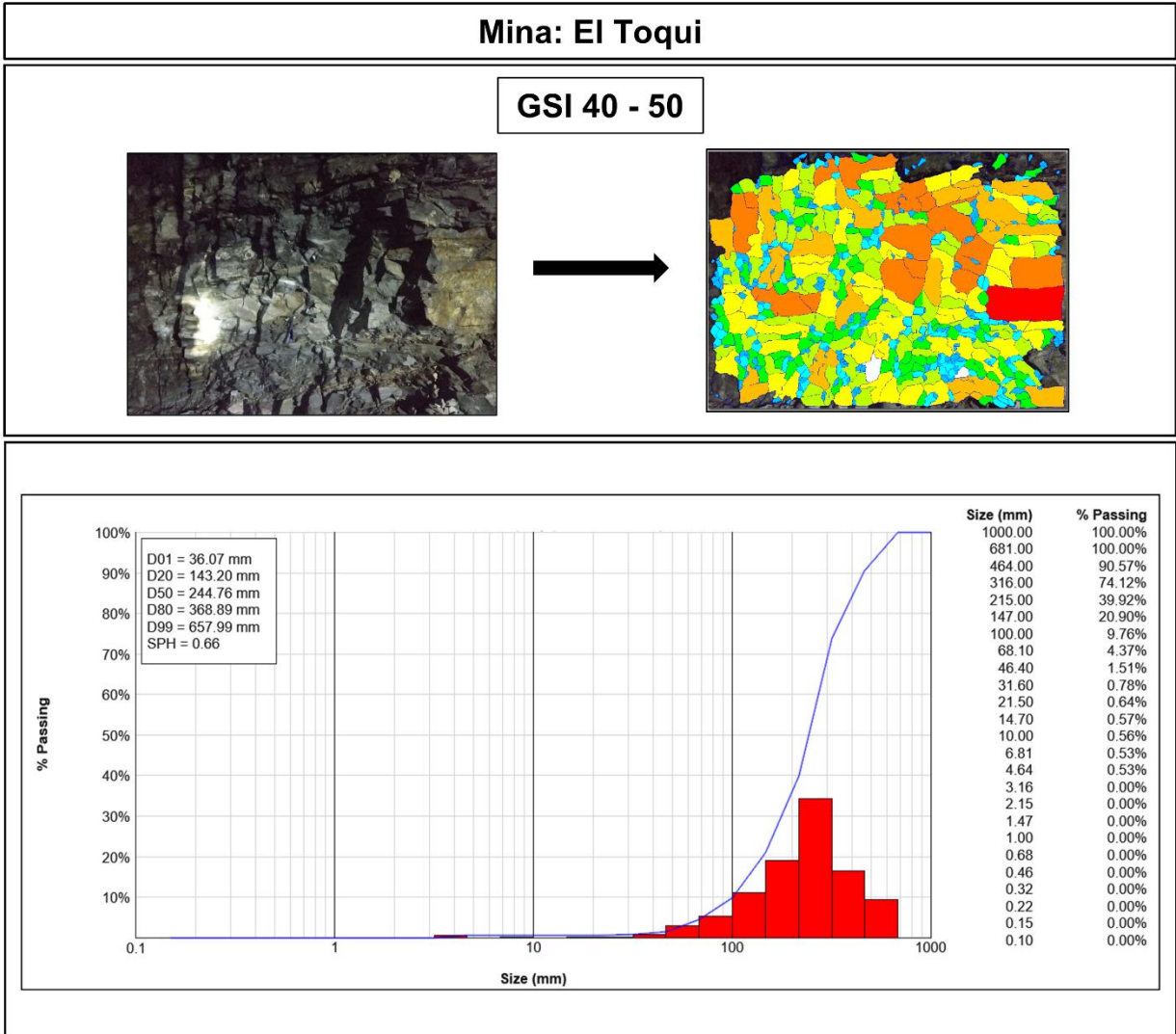


Figura B.1. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina El Toqui.

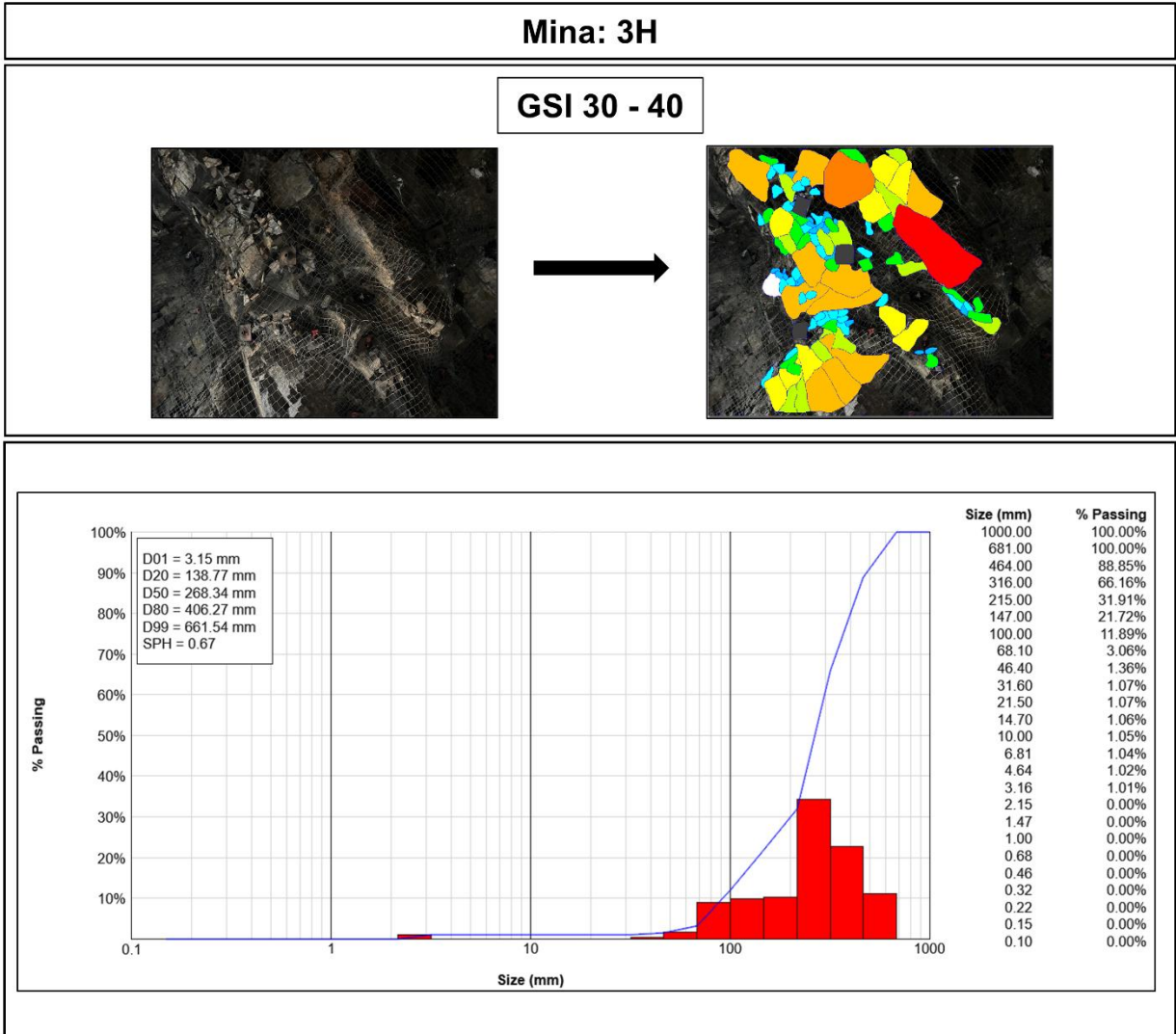


Figura B.2. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina 3H.

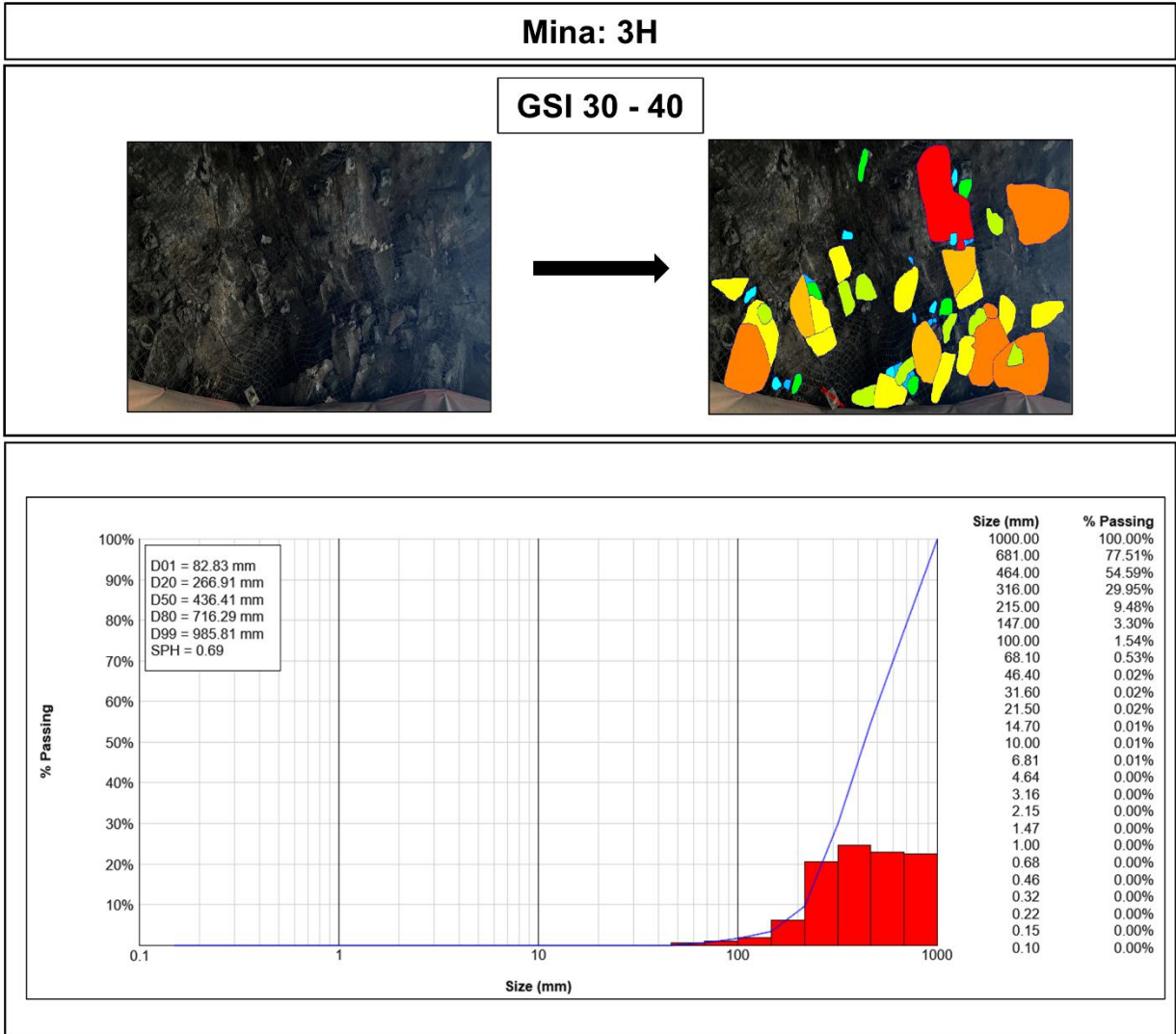


Figura B.3. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina 3H.

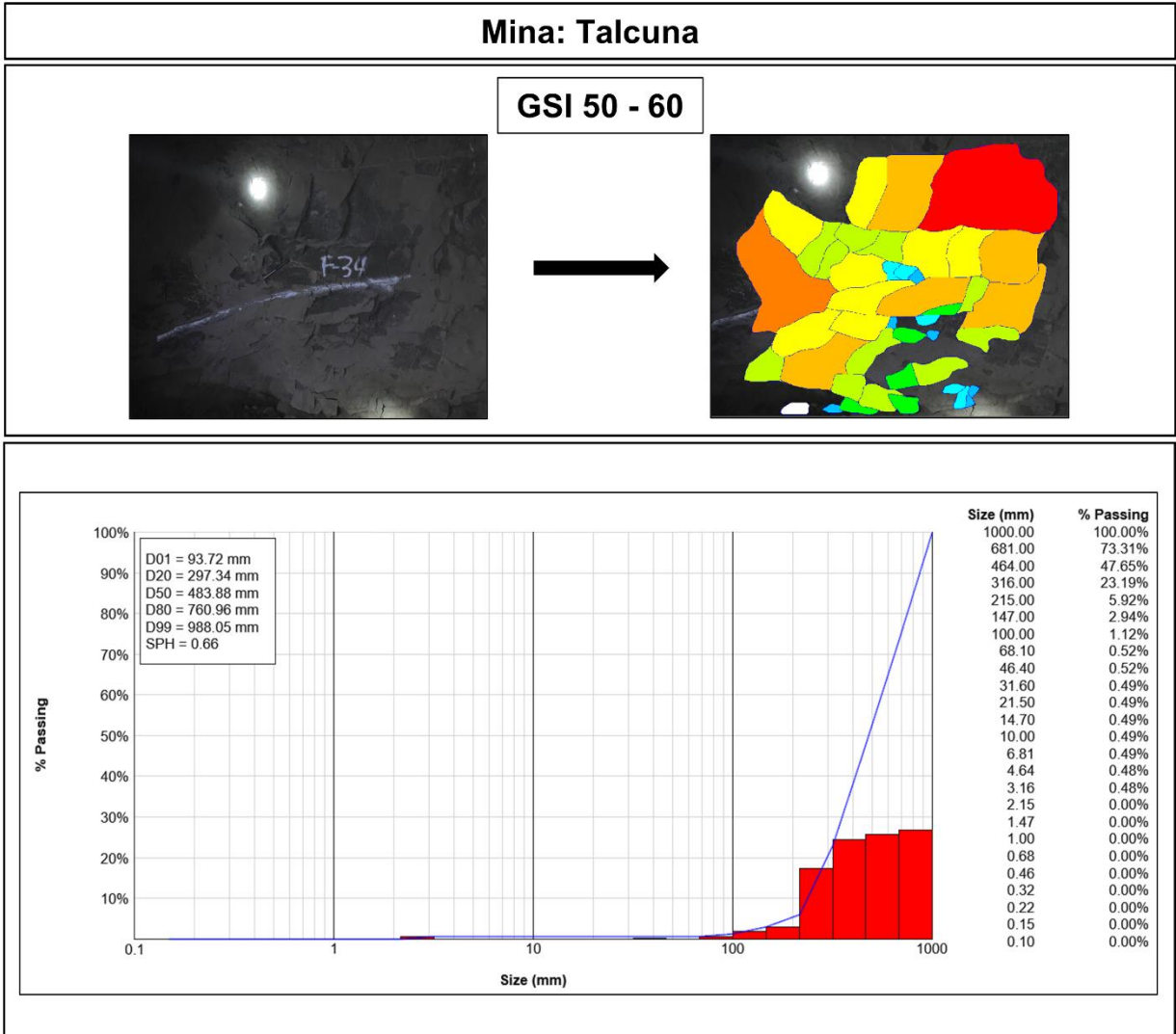


Figura B.4. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Talcuna.

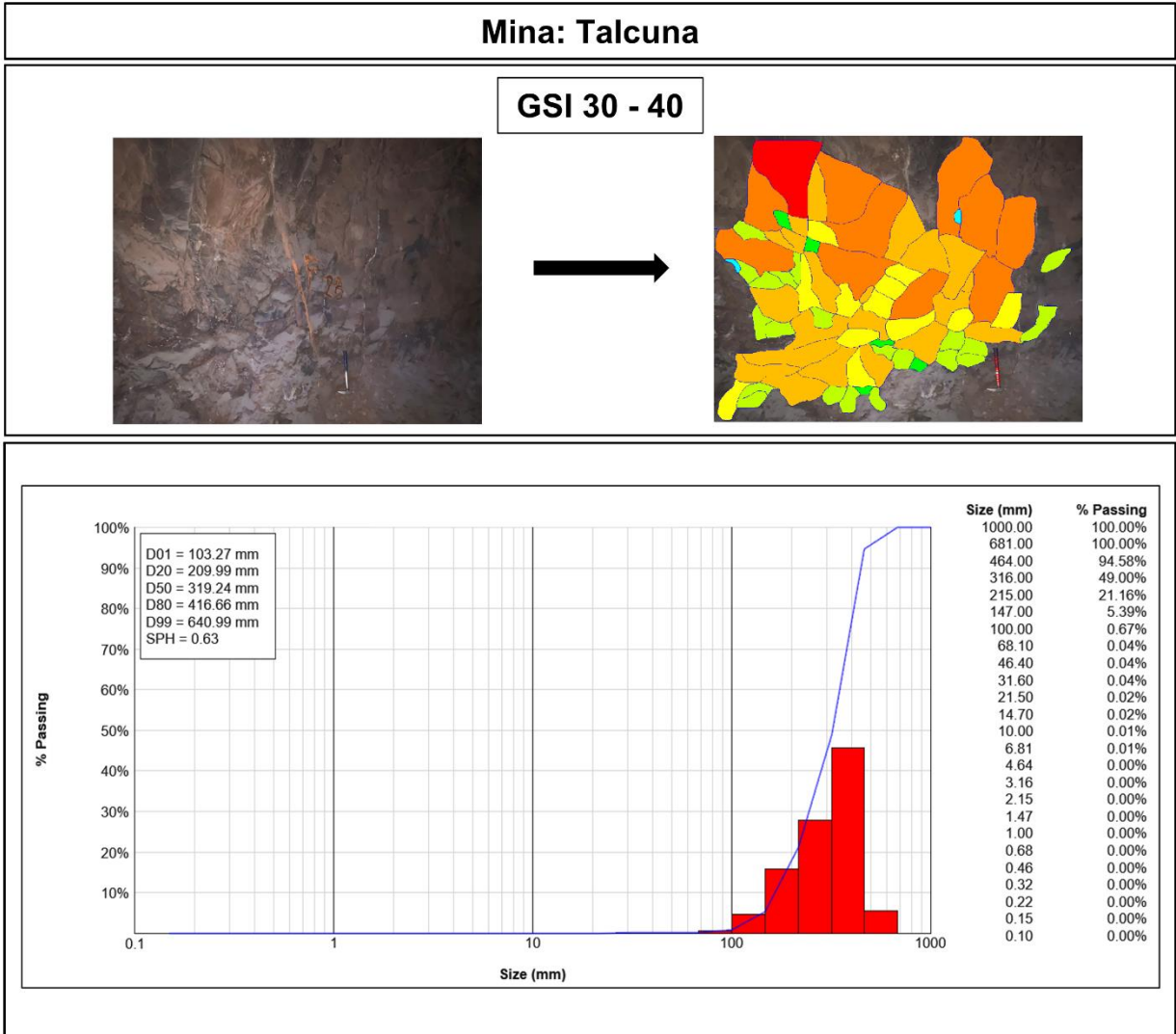


Figura B.5. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Talcuna.

Mina: Atacama Kozan

GSI 40 - 50

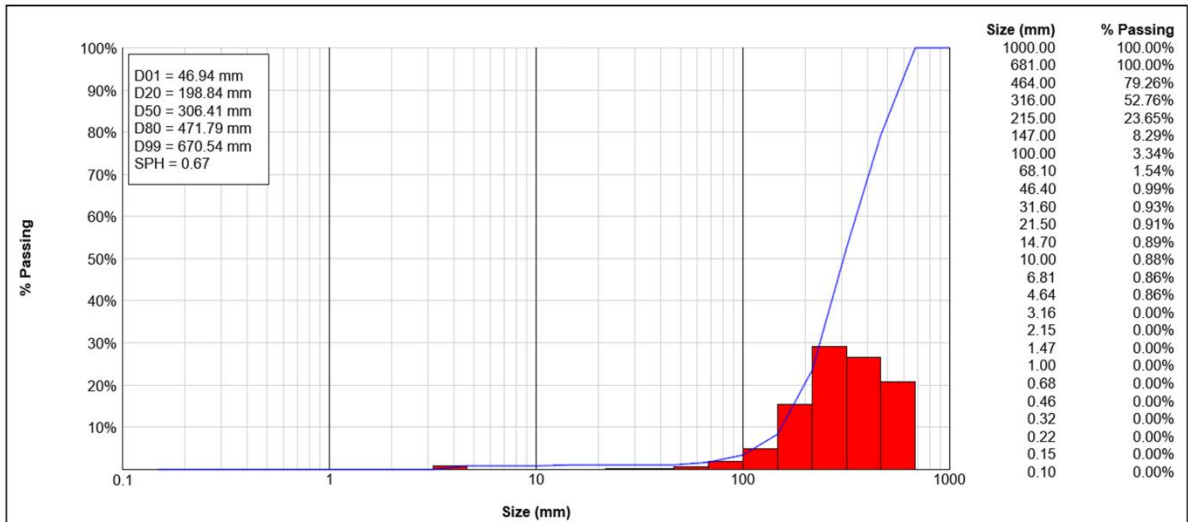
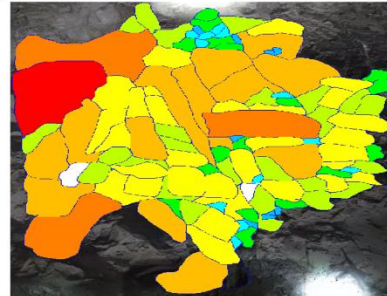


Figura B.6. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Atacama Kozan.

Mina: Atacama Kozan

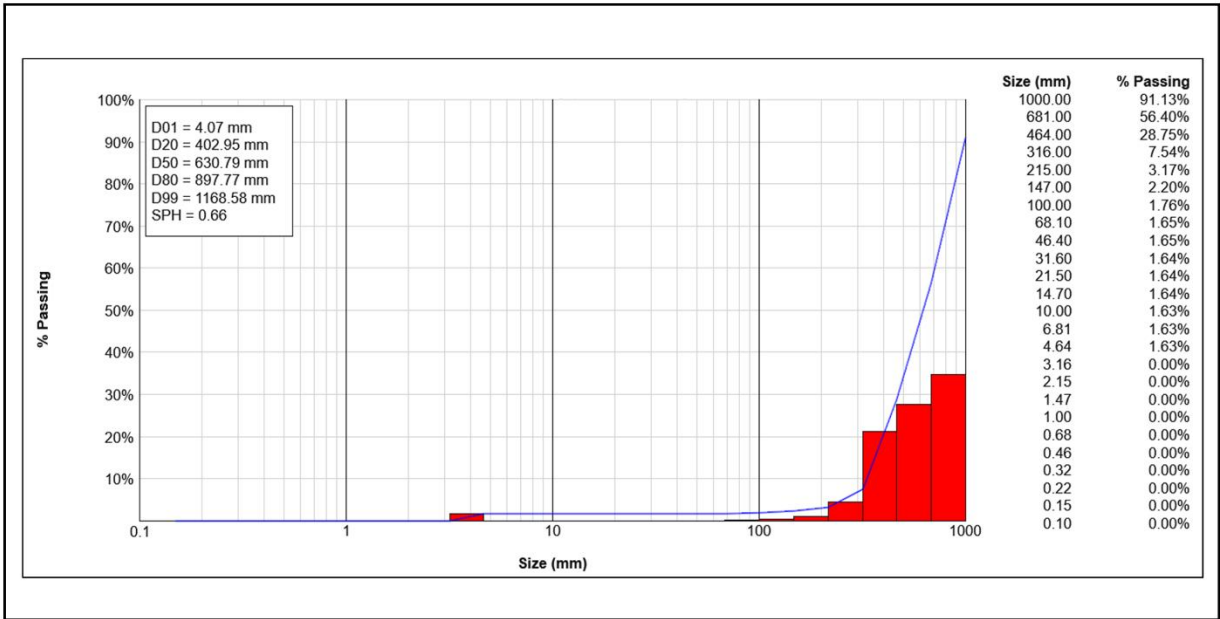
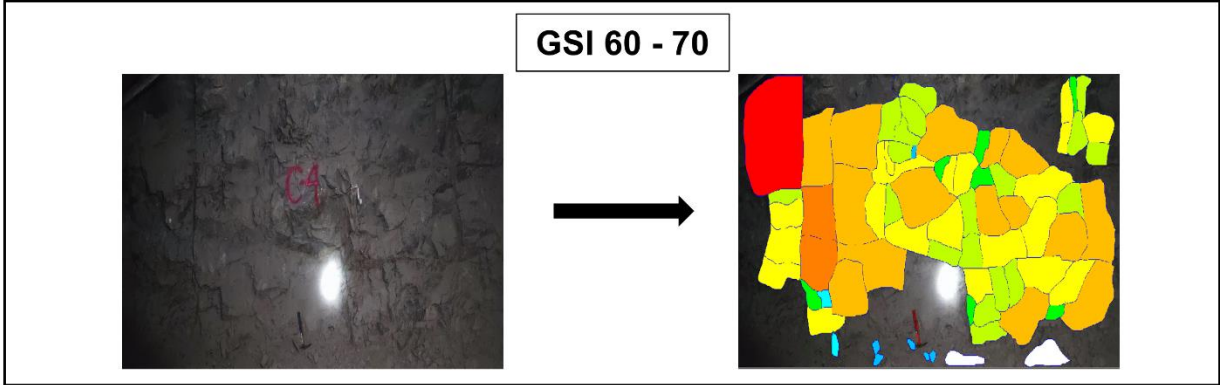


Figura B.7. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Atacama Kozan.

Mina: Atacama Kozan

GSI 60 - 70

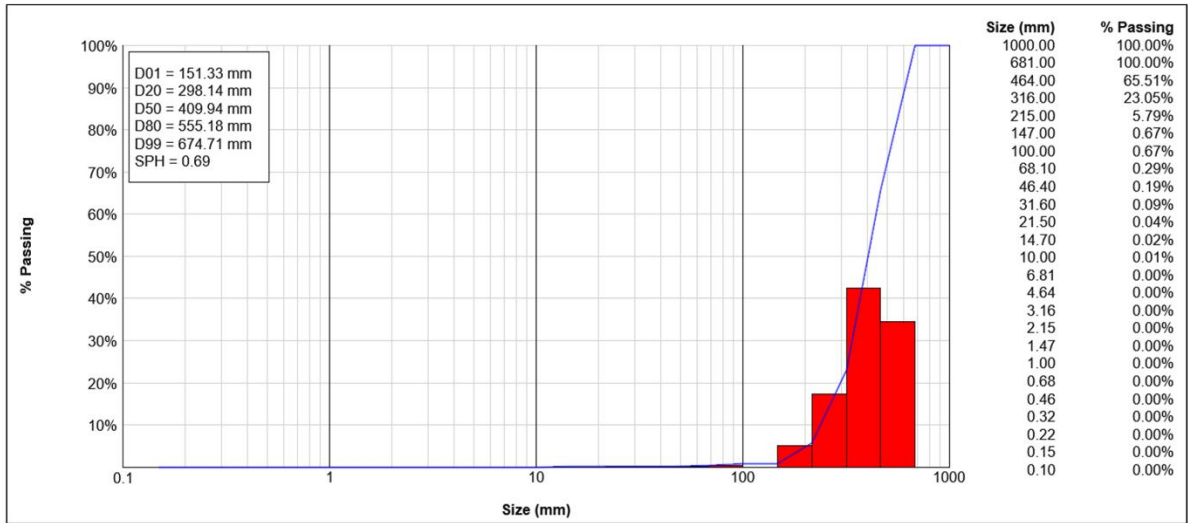
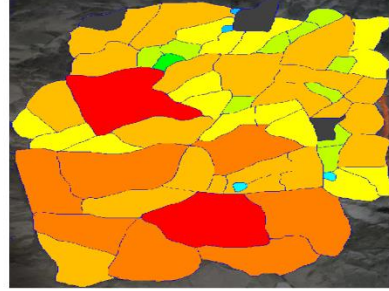


Figura B.8. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Atacama Kozan.

Mina: Mantos de la Luna

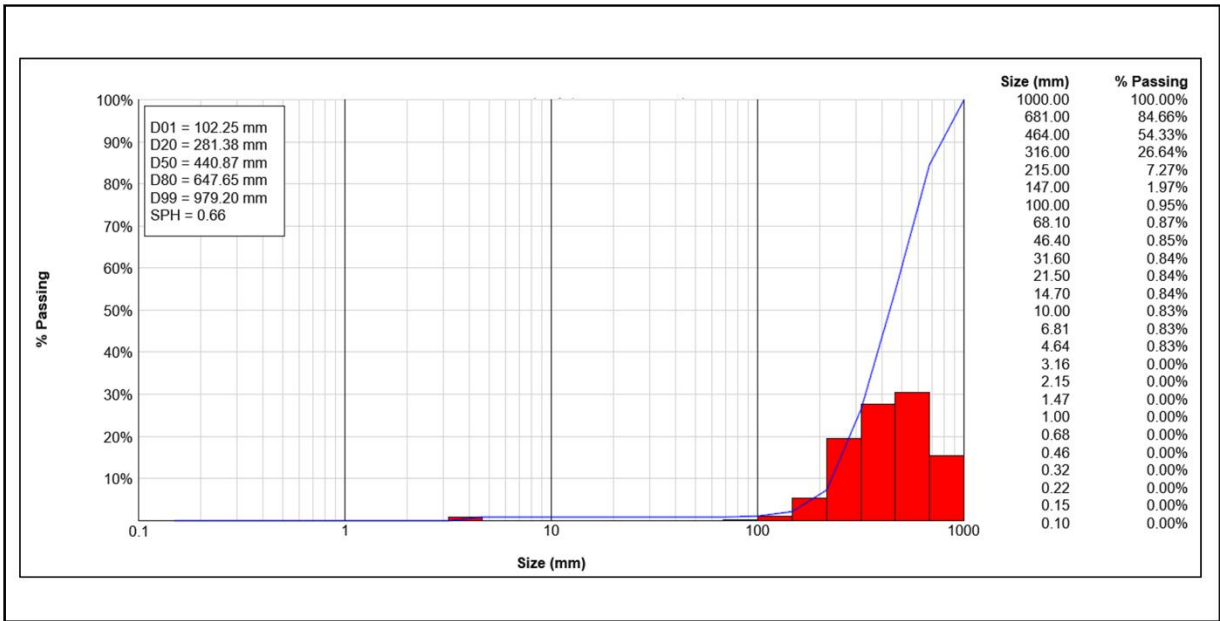
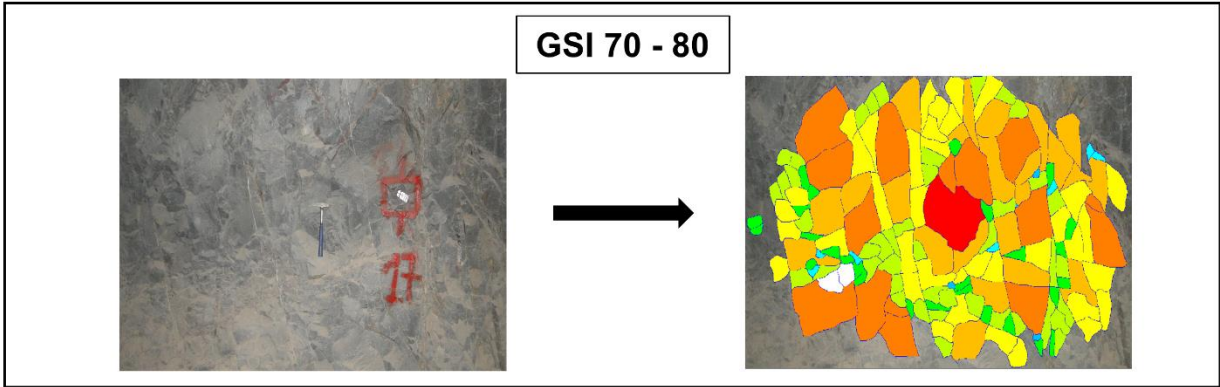


Figura B.9. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Mantos de la Luna.

Mina: Mantos de la Luna

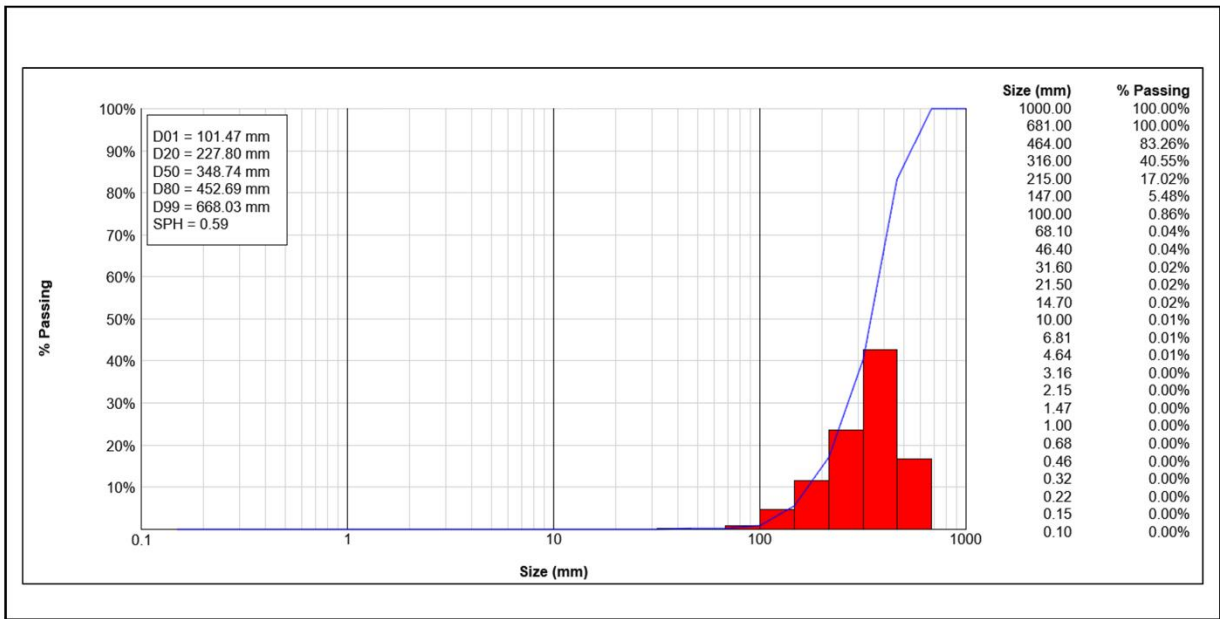
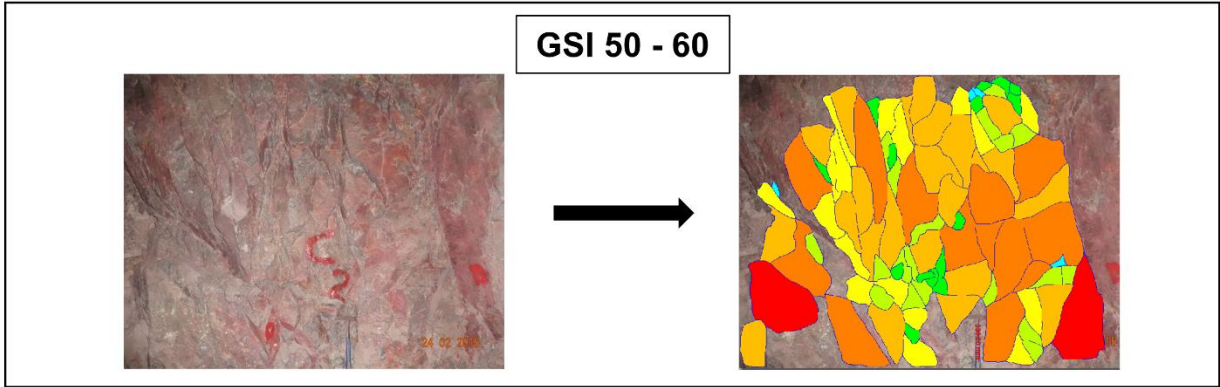


Figura B.10. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Mantos de la Luna.

Mina: Las Cenizas

GSI 50 - 60

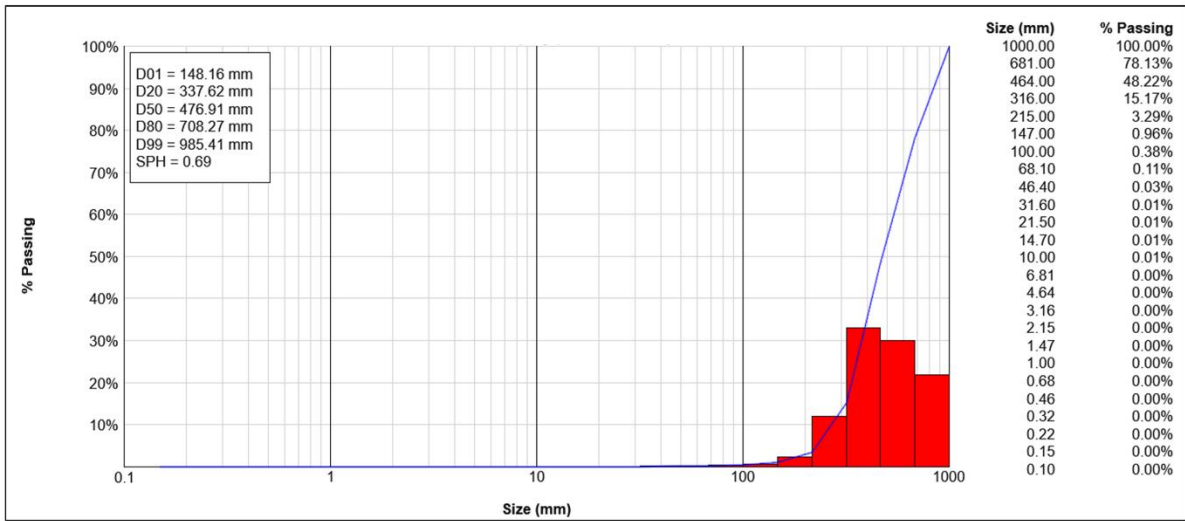
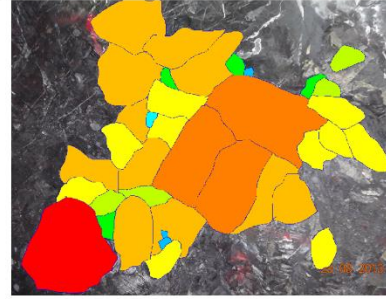


Figura B.11. Ficha del análisis de dimensiones de bloques realizado en la mina Las Cenizas.