

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
GEOLÓGICA



TESIS

**Evaluación de la estabilidad geomecánica en el dimensionamiento
del Tajeo Tj -300W al Tj-100E en la Veta Sur - Mina Islay**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor: Bach. Raúl AGUILAR HILARIO

Asesor: Mg. Vidal Víctor CALSINA COLQUI

Cerro de Pasco – Perú - 2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
GEOLÓGICA



TESIS

Evaluación de la estabilidad geomecánica en el dimensionamiento
del Tajeo Tj -300W al Tj-100E en la Veta Sur - Mina Islay
Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Tito M. ARIAS ARZAPALO

PRESIDENTE

**Ing. Ramiro E. De La CRUZ
FERRUZO**

MIEMBRO

Mg. Luis A. LAZO PAGÁN
MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis padres y hermanos, que por su perseverancia y apoyo me dan fuerzas para mi continua superación profesional.

Raúl

RECONOCIMIENTO

Es preciso y oportuno dar mis sinceros reconocimientos a todas las personas que de una y otra manera apoyaron para realizar este trabajo.

A los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Geológica por transmitir sus conocimientos y formar profesionales competentes.

A mis familiares y amigos que de una u otra forma me han brindado consejos e ideas importantes, los cuales se han hecho merecedores de mi estima y respeto que siempre les tendré presente en mi continuo trajinar.

Raúl

RESUMEN

Es importante en una explotación minera el dimensionamiento adecuado de los tajeos para alcanzar la estabilidad adecuada, evitando descajes tanto de la caja techo como de la caja piso lo que haría diluir la recuperación del mineral y condicionar los siguientes niveles de explotación de la mina, para lograrlo es necesario realizar una evaluación geomecánica utilizando las técnicas de Mathews et al. (1981).

Para ello es necesario caracterizar las estructuras mineralizadas que están emplazadas íntegramente en rocas sedimentarias, presentando gran heterogeneidad en cuanto a sus propiedades geológico ingenieriles.

Es importante notar el alto grado de fracturamiento y alteración argílica de las rocas cajas de las vetas y del macizo rocoso del yacimiento; las estructuras mineralizadas presentan alteración y fallas geológicas post mineralización.

La evaluación geomecánica mide la resistencia de las estructuras mineralizadas, de las rocas cajas y del macizo rocoso dentro del rango de mala a excepcionalmente mala y en muchos casos muy mala; las vetas se presentan sinuosas tanto en forma horizontal y vertical, esta se nota en las distintas labores ya ejecutadas, el ancho de la estructura es muy variable que va desde 2.50m hasta 4.00m, con buzamientos de 65° hasta 80° hacia el Sur como hacia el Norte.

Palabras Clave: Estabilidad geomecánica, dimensionamiento de tajeo.

Raúl

ABSTRACT

It is important in a mining operation the appropriate sizing of the tajes to reach the adequate stability, avoiding discarding of both the roof box and the floor box which would dilute the recovery of the mineral and condition the following exploitation levels of the mine, for To achieve this, it is necessary to perform a geomechanical evaluation using the techniques of Mathews et al. (1981).

For this it is necessary to characterize the mineralized structures that are entirely located in sedimentary rocks, presenting great heterogeneity in terms of their engineering geological properties.

It is important to note the high degree of fracturing and argillic alteration of the box rocks of the veins and the rock mass of the deposit; the mineralized structures exhibit alteration and geological faults post mineralization.

The geomechanical evaluation measures the resistance of the mineralized structures, the box rocks and the rock mass within the range of bad to exceptionally bad and in many cases very bad; the veins appear sinuous in both horizontal and vertical, this is noted in the various tasks already performed, the width of the structure is very variable ranging from 2.50m to 4.00m, with dips of 65° to 80° to the south as the North.

Keywords: Geomechanical stability, slitting sizing.

Raúl

INTRODUCCIÓN

La estabilidad geomecánica en la explotación de una mina involucra una serie de factores y problemas de mecánica de rocas, que deben ser considerados con antelación y si no se estudian a profundidad pueden generar problemas e interrumpir las operaciones mineras.

Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada, la competencia del macizo rocoso y la estabilidad de la excavación. Uno de los parámetros que incide en la estabilidad del tajeo corresponde al factor de esfuerzos "A", el cual es función de los esfuerzos inducidos sobre la pared y el UCS de la roca. Para la obtención de estos esfuerzos, Mathews et al. (1981) desarrolló gráficos derivados del modelamiento numérico 2D en función de los esfuerzos in-situ y la geometría de la excavación.

Para realizar el planeamiento de minado se considera la construcción y/o ejecución de labores mineras subterráneas y superficiales, para lograrlo es necesario, la cuantificación de las características geomecánicas del macizo rocoso, teniendo una justificación técnico- económica para una explotación racional, segura y rentable; estando además su utilización orientada a: diseño de labores mineras, diseño del método de explotación, selección de equipos, perforación y voladura, sostenimiento, relleno y drenaje, conservación del medio ambiente, productividad, economía y gestión.

En una operación minera los aspectos más relevantes del sistema de información geomecánica, relacionado a las características del comportamiento mecánico de la

masa rocosa y sus componentes, son los ensayos de laboratorio y los ensayos insitu, con la finalidad de determinar las propiedades físico mecánicas de las rocas y minerales.

La mina Islay se encuentra a 4600 m.s.n.m. en la Región Pasco del Perú; donde la temperatura es muy variable desde -3.3°C en las noches hasta 11.2°C en el día; con una temperatura ambiente medio de 8°C . Las condiciones climáticas y propiedades de la roca daban a suponer que las condiciones de explotación sería una tarea de difícil proceder, con una geología de rocas sedimentarias muy fragmentadas y alteradas por acción meteórica e hidrotermal, sus excavaciones subterráneas superan una profundidad de 450 m, el sostenimiento de rocas fue un procedimiento difícil, lento y no adecuado, hasta que se empezó a utilizar shotcrete, pernos de compresión y fricción axial que hacen el sostenimiento subterráneo sencillo y eficaz.

Las labores de explotación (tajos) son de hasta 5.5m de ancho, 20m de alto y 35m de largo, por lo que asegurar la estabilidad de las labores tiene alta prioridad.

El presente estudio está orientado a realizar un análisis de la estabilidad de los tajeos entre los niveles 320 al 280 utilizando el método gráfico de estabilidad, determinando la calidad del macizo rocoso y las estructuras mineralizadas para determinar el dimensionamiento adecuado basado en las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las estructurales mineralizadas para generar una estabilidad en las labores.

Raúl

INDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I.	PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	
1.1	IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.....	14
1.2	DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	15
1.3	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	16
	1.3.1 PROBLEMA PRINCIPAL.....	16
	1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS.....	16
1.4	FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.....	16
	1.4.1 OBJETIVO GENERAL.....	16
	1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	16
1.5	JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	16
1.6	LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
CAPÍTULO II.	MARCO TEÓRICO	
2.1	ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	18
2.2	BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS	19
2.3	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	51
2.4	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	52
	2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL.....	52
	2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	52
2.5	IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.....	52
2.6	DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	53

CAPÍTULO III. METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN	
3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	54
3.2 METODOS DE INVESTIGACIÓN.....	54
3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....	55
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	55
3.5 TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	55
3.6 TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	55
CAPÍTULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1 UBICACIÓN.....	56
4.2 ACCESIBILIDAD	56
4.3 RESEÑA HISTORICA.....	59
4.4 FISIOGRAFÍA.....	59
4.5 GEOMORFOLOGÍA.....	61
4.6 DRENAJE.....	66
4.7 CLIMA	67
4.8 FLORA Y FAUNA.....	67
4.9 RECURSOS NATURALES	68
4.10 GEOLOGÍA REGIONAL.....	69
4.11 GEOLOGÍA LOCAL.....	94
4.12 MINERALIZACIÓN.....	108
4.13 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJEOS.....	122

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

INDICE DE GRÁFICOS

GRÁFICO II.1: ESQUEMA GENERAL DE GRÁFICO DE ESTABILIDAD EMPÍRICO, MODIFICADO DE (MAWDESLEY 2002).....	23
GRÁFICO II.2: GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE MATHEWS ET AL. (1981), MODIFICADO DE (STEWART 2005).....	26
GRÁFICO II.3: FACTORES DE AJUSTE DE MATHEWS ET AL (1981).....	28
GRÁFICO II.4: GRÁFICO DE ESTABILIDAD STEWARD Y FORSYTH (1995) MODIFICADO DE (MAWDESLEY 2002).....	29
GRÁFICO II.5: GRÁFICO DE ESTABILIDAD EXTENDIDO, MODIFICADO DE (MAWDESLEY, TRUEMAN AND WHITEN 2001).....	32
GRÁFICO II.6: LÍNEAS DE ISOPROBABILIDAD ESTABLES, MODIFICADO DE (MAWDESLEY, TRUEMAN AND WHITEN 2001).....	32
GRÁFICO II.7: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO, MODIFICADO DE (POTVIN 1988).....	34
GRÁFICO II.8: FACTORES DE AJUSTE DE POTVIN 1988.....	35
GRÁFICO II.9: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO DE NICKSON, MODIFICADO DE (NICKSON 1992).....	36
GRÁFICO II.10: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO (HADJIGEORGIOU ET AL. 1995) MODIFICADO DE (POTVIN AND HADJIGEORGIOU 2001).....	37
GRÁFICO II.11: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO SUORINENI, MODIFICADO DE (SUORINENI 2010).....	38
GRÁFICO II.12: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO, CASOS CON ALTOS ESFUERZOS INDUCIDOS, MODIFICADO DE (POTVIN 1988).....	39
GRÁFICO II.13: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO, CASOS EN RELAJACIÓN, MODIFICADO DE (POTVIN 1988).....	41
GRÁFICO II.14: FACTOR DE ESFUERZOS PROPUESTO POR DIEDERICHS Y KAISER, MODIFICADO DE (DIEDERICHS AND KAISER 1999).....	42
GRÁFICO II.15: COMPARACIÓN FACTOR A POTVIN ET AL. (1981) CON MITRI ET AL. (2011).....	44
GRÁFICO II.16: CURVAS DE ESTIMACIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS PARA TECHOS Y PAREDES DE TÉRMINO, MODIFICADO DE STEWART Y FORSYTH (1995).....	47
GRÁFICO II.17: CURVAS DE ESTIMACIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS PARA CAJAS, MODIFICADO DE STEWART Y FORSYTH	48

GRÁFICO II.18: DEFINICIÓN DE RAZÓN DE ASPECTO Y RAZÓN DE ESFUERZOS PARA ESTIMACIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS, MODIFICADO DE POTVIN (1988)	49
GRÁFICO II.19: CURVAS PARA ESTIMACIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN CAJAS, MODIFICADO DE POTVIN (1988).....	50
GRÁFICO II.20: CURVAS PARA ESTIMACIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN TECHOS, MODIFICADO DE POTVIN (1988).....	50

INDICE DE TABLAS

TABLA 1: PRINCIPALES SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	19
TABLA 2: CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO MEDIANTE EL ÍNDICE Q.....	20
TABLA 3: PRINCIPALES MODIFICACIONES Y MEJORAS DEL GRÁFICO DE ESTABILIDAD, MODIFICADO DE (SUORINENI 2010).....	24
TABLA 4: SECUENCIA PARAGENÉTICA DE MINA ISLAY.....	121-122

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Se requiere dimensionar los tajeos en la veta Sur con la estabilidad que se necesita para que exista seguridad y continúe el normal funcionamiento de los procesos de extracción de minerales. El macizo rocoso de la Mina Islay se encuentra fracturado, y los índices geomecánicos, identifican condiciones poco estables durante la excavación.

De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, en Islay la roca es incompetente, presenta rocas de regular calidad, donde nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud.

En las labores subterráneas, el espaciado de las fracturas tienen como promedio 0.05 a 0.30m, las familias de discontinuidades están en el orden de 5, la resistencia es

menor a 115MPa en las cajas y menor de 65 MPa en el mineral, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por arcillas, las aguas subterráneas es por goteo en las cajas y flujos en la estructura mineralizada; para el control y su estabilización usamos una capa de 2" de concreto lanzado (shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo a los pernos compresión y fricción axial de 7 pies (Hydrabolt) para mantener confinado el macizo rocoso.

Se tiene mucho cuidado de examinar y definir las aberturas máximas, los tiempos de auto-soporte, y determinar el distanciamiento entre perno y perno; esto nos ha permitido llevar las excavaciones en las labores a sección completa de hasta 5.50m de ancho por 20.0m de altura, permitiendo el incremento de la producción sin descuidar la seguridad.

Por lo tanto, es importante analizar las características del macizo rocoso de los tajeos donde se va extraer el mineral.

Para determinar un dimensionamiento óptimo se utilizará el análisis mediante el Método Gráfico de Estabilidad de POTVIN.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación se refiere a la evaluación del macizo rocoso de las labores involucradas del Tajeo Tj-300W al Tj-100E, en la Veta Sur – Mina Islay.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿La evaluación geomecánica determinará el dimensionamiento del Tajeo Tj-300W al Tj -100E en la veta Sur Mina Islay?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS

- ¿El Método Gráfico de Estabilidad (MGE), puede evaluar la estabilidad de los tajeos?
- ¿Las características geológicas en la Mina Islay, pueden determinar las dimensiones de los tajeos?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar el dimensionamiento del tajeo Tj-300W al Tj-100E en la veta sur de la Mina Islay.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Evaluar la estabilidad de los tajeos por el método MGE.
- Determinar las características geológicas de la Mina Islay para el dimensionamiento de los tajeos.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Para que un yacimiento minero tenga un buen sistema de explotación es necesario determinar las dimensiones de las labores de extracción que permita optimizar recursos,

generar beneficios económicos y garantizar la continuidad de las operaciones, por lo que es importante el estudio de las características geomecánicas del macizo rocoso y de las estructuras mineralizadas, la presente investigación geológica- geomecánica tiene la finalidad de comprender e interpretar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso para alcanzar su estabilidad.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Los resultados del presente estudio solo se aplican para la zona de estudio, sirviendo como fuente de información para similares estudios.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Existen diversos trabajos realizados:

En Chile se realizó el estudio de modelamiento numérico de esfuerzos para métodos empíricos en estabilidad de tajeos por E.Perez C., donde se explica el procedimiento de utilizar el modelo gráfico comparándolo con los modelos numéricos.

En el Perú se tiene aplicaciones múltiples empleando el método gráfico, así tenemos la tesis “Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos” de una mina subterránea presentado por H. Pantaleón.

Dichos estudios serán empleados en la presente investigación.

2.2. BASE TEÓRICAS – CIENTÍFICAS

Caracterización del macizo rocoso

Los sistemas de clasificación fueron desarrollados a partir de la necesidad de unificar y cuantificar las características de un macizo en un indicador que permitiera a los geomecánicos hablar un lenguaje común. Los principales indicadores combinan mediciones de roca intacta con características de discontinuidades para asignar un puntaje al macizo rocoso con el cual se puede saber que tan competente es éste. Los sistemas también permiten relacionar experiencia de condiciones de rocas de un sitio a otro y derivar datos cuantitativos y guías para el diseño ingenieril. La Tabla 1 muestra los principales sistemas de clasificación utilizados en el área de la geomecánica, posteriormente solo se detallará el sistema Q (Barton et al. 1974) ya que es utilizado por los métodos de estabilidad gráficos sobre los cuales se hablará en la siguiente sección.

SISTEMA	AUTOR	DESCRIPCIÓN
RQD (Rock Quality Designation)	Deere et al. 1966	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
RMR (Rock Mass Rating)	Bieniawski 1974	Adhiere sumas de puntajes por: UCS, RQD, espaciamiento, condición, orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
MRMR (Mining Rock Mass Rating)	Laubscher 1977	Agrega al RMR, esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración.
GSI (Geological Strength Index)	Hoek 1994	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio de Hoek & Brown.
Q (Rock Tunneling Index)	Barton, Lied and Lunde 1974	Estima parámetros geomecánicos del macizo rocoso y diseña sostenimientos para excavaciones subterráneas.

Tabla 1: Principales sistemas de clasificación del macizo rocoso.

Sistema de clasificación de Barton et al.

Barton, Lien y Lunde (1974) del Instituto Geotécnico Noruego desarrollaron la clasificación NGI que define el sistema de clasificación de macizo Q. El Q de Barton

puede tomar valores entre 0.001 (para suelo excepcionalmente malo) a 1000 (para macizos rocoso excepcionalmente buenos) y está compuesto de 6 parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo. el índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente expresión:

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

Ecuación 1: Sistema de clasificación Q (Barton, Lien and Lunde 1974)

El cociente (RQD/J_n) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo. El cociente (J_r/J_a) toma en cuenta la resistencia al corte de las juntas. Mientras que (J_w/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso. Los factores individuales se describen a continuación.

- RQD : Rock Quality designation, mide el largo de trozos de roca intacta mayores a 10 cm, en un metro.
- J_n : Número de sistemas de discontinuidades, cuantifica el efecto del número de sistemas de discontinuidades en el macizo.
- J_r : Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.
- J_a : Número de alteración, Considera la presencia de relleno y la condición de la superficie de las juntas.

- J_w : Número de agua en discontinuidades, toma en cuenta la presencia de presión de agua en el macizo.
- SRF : Factor de reducción por esfuerzos, toma en cuenta la influencia del campo de esfuerzos subterráneo aplicado sobre el macizo.

Finalmente, la Tabla 2 muestra la clasificación de macizo según el rango de puntaje de Q.

RANGO Q		MACIZO ROCOSO
0.001	0.01	Excepcionalmente Pobre
0.01	0.1	Extremadamente Pobre
0.1	1	Muy Pobre
1	4	Pobre
4	10	Regular
10	40	Bueno
40	100	Muy Bueno
100	400	Extremadamente Bueno
400	1000	Excepcionalmente Bueno

Tabla 2: Clasificación del macizo rocoso mediante el índice Q.

Métodos de estabilidad gráficos

Existen distintos tipos de excavaciones subterráneas tales como: tajos con y sin acceso de personal, chimeneas, túneles mineros, túneles de carreteras, cavernas para almacenamiento de residuos nucleares, etc. Para la ejecución de cualquiera de estas obras es necesario contar con métodos de diseño que se adapten a diferentes contextos geomecánicos y que cuenten con cierto grado de confiabilidad dependiendo del uso.

El desarrollo de sistemas de clasificación de macizo rocoso jugó un rol importante en la historia de la geomecánica aplicada. Los primeros sistemas: Sistema RMR (Bieniawski 1974) y el sistema Q (Barton, Lien and Lunde 1974), dividieron el

macizo rocoso en distintos parámetros cuantificables caracterizando las propiedades del macizo. Esto entregó por primera vez un lenguaje común para la recolección sistemática de información geotécnica en distintos escenarios geológicos además de hacer posible el desarrollo de modelos empíricos para la predicción de la estabilidad de excavaciones subterráneas.

Esta sección se centrará en la revisión de los principales métodos utilizados en el diseño de tajeos abiertos. Estos métodos han sido largamente utilizados y actualizados por más de tres décadas desde el desarrollo de la primera metodología propuesta por (Mathews et al. 1981).

Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada con la competencia del macizo rocoso junto con una definición de estabilidad.

El **Gráfico II.1.** muestra un esquema general de un gráfico de estabilidad empírico el cual está compuesto de un conjunto de datos históricos de los cuales se posee información de la calidad de macizo, geometría y condición de estabilidad. Se identifican casos históricos estables e inestables según el criterio utilizado en la recolección de datos. Una vez graficados los datos es posible identificar una frontera que divide las zonas de influencia de los casos estables de los inestables.

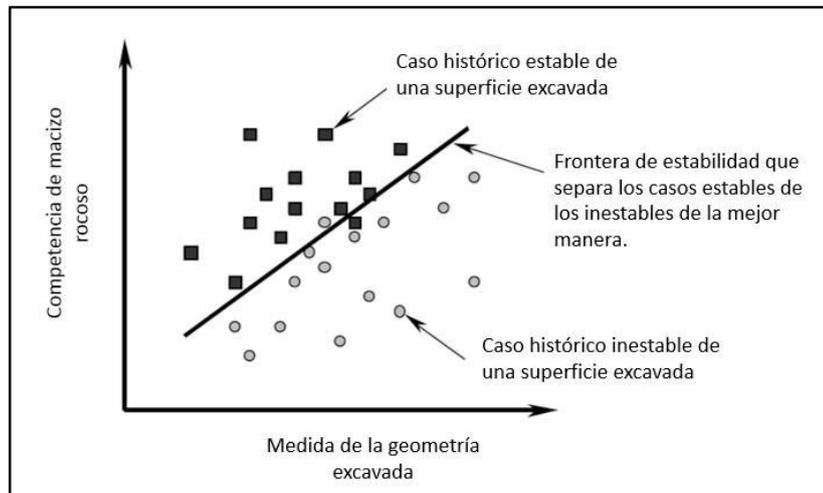


Gráfico II.1: Esquema general de gráfico de estabilidad empírico, Modificado de (Mawdesley 2002).

La medida de la geometría excavada se mide comúnmente utilizando el radio hidráulico el cual corresponde a cuantifica la extensión de la superficie relativa a su forma.

$$Rh = \frac{\text{Área}_{pared}}{\text{Perímetro}_{pared}}$$

Ecuación 2: Factor de forma o Radio hidráulico

Por su parte la competencia del macizo rocoso es evaluada comúnmente utilizando un sistema de clasificación de macizo (Q de Barton o RMR de Laubsher por ejemplo) junto con otros factores de ajuste relevantes para la estabilidad de la excavación los cuales varían dependiendo de la metodología empírica utilizada.

Historia del método de estabilidad gráfico

Desde el primer gráfico propuesto por Mathews et al. (1981) hasta la fecha, diversos autores han presentado actualizaciones o cambios a la metodología de manera de mejorar la capacidad de predicción de los gráficos de estabilidad.

Las actualizaciones del gráfico de estabilidad han sido principalmente orientadas a la recolección de casos históricos de tajeos explotados. En su primera versión el gráfico contaba con 26 casos, mientras que la base de datos más reciente cuenta con 485 casos provenientes de diferentes faenas a lo largo del mundo. Por su parte los cambios más relevantes se han enfocado a resolver las limitaciones de los distintos factores. Sin embargo, a lo largo de los años no ha existido un consenso general con respecto a cuál de los gráficos de estabilidad utilizar. De acuerdo a Suorineni (2010) algunos autores prefieren el gráfico de estabilidad original desarrollado por Mathews et al. (1981), argumentando que no hay una diferencia significativa entre factores recalibrados y los originales.

PERIODO	DESARROLLOS	AUTOR
1980 - 1985	Introducción del Gráfico de Estabilidad: 26 casos históricos.	Mathews et al.
1985 - 1990	Calibración de factores de ajuste y fronteras: 175 casos históricos.	Potvin.
1990 - 1995	Redefinición de zonas de transición. Primera definición parcial estadística de las fronteras.	Nickson.
1995 - 2000	Redefinición de las zonas de transición.	Stewart y Forsyth.
	Segunda definición parcial estadística de las fronteras.	Hadjigeorgiou et al.
	Calibración de curvas de dilución ELOS.	Clark y Pakalnis
	Incorporación de Factor D de daño por esfuerzos inducidos.	Sprott et al.
2000 - 2005	Expansión de los casos de la base de datos a 400.	Mawdesley et al.
	Análisis estadístico completo usando regresión logística.	Mawdesley
2005 a la fecha	Modelamiento Numérico para validar Factor de Ajuste.	B. Bewick y Kaiser
	Modificación del Factor de ajuste a de esfuerzos.	Mitri

Tabla 3: Principales modificaciones y mejoras del gráfico de estabilidad, Modificado de (Suorineni 2010).

Metodología de Mathews

Mathews et al. (1981) desarrolló el primer gráfico de estabilidad empírico. El estudio abarcó la recolección de información geométrica y geotécnica de 26 tajeos explotados a más de 1000 metros de profundidad.

La **Gráfico II.2** muestra el gráfico desarrollado por Mathews et al (1981) en donde se identifican 2 fronteras de estabilidad que dividen el gráfico en 3 zonas:

- Zona estable: La excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o sólo con necesidad local de soporte.
- Zona potencialmente inestable: La excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de potencial hundimiento: La excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

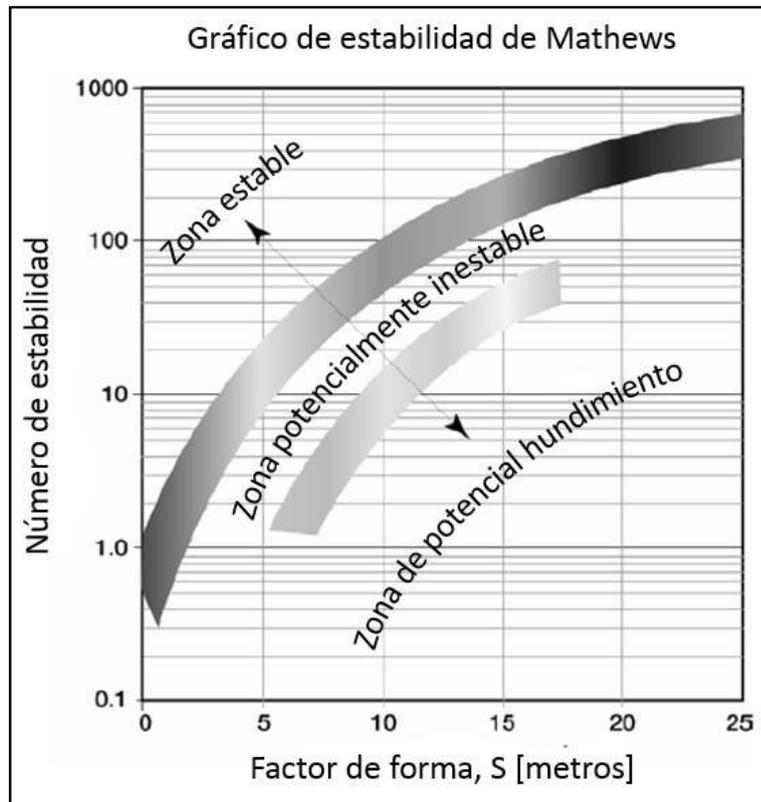


Gráfico II.2: Gráfico de estabilidad de Mathews et al. (1981), modificado de (Stewart 2005).

Para ubicar los casos históricos en este gráfico es necesario el desarrollo de 2 factores propuestos por la metodología de Mathews et al. (1981):

- Factor de forma o Radio hidráulico: Definido como la razón entre el área y el perímetro de la superficie.
- Número de estabilidad N: Combina distintos factores geotécnicos para cuantificar la capacidad de una superficie para mantenerse estable. El número de estabilidad puede calcularse mediante la ecuación 3, donde A, B y C son factores que toman en cuenta el estado de esfuerzos inducidos, la orientación de los sets de discontinuidades y la gravedad, respectivamente, mientras que Q' corresponde a

una modificación del sistema de clasificación de macizo rocoso Q (Barton 1974), en donde los factores SRF y J_n adquieren un valor de 1.

Ecuación 3: Número de estabilidad, N

$$N = A \cdot B \cdot C \cdot Q'$$

El factor de esfuerzos A reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y está basado en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS} [Mpa]) y el máximo esfuerzo inducido actuando paralelo a la superficie (σ_i [Mpa]). El factor B considera la orientación del set estructural más crítico relativo a la orientación de la superficie del tajeo. Finalmente, el factor C está basado en el efecto que ejerce la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del tajeo. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en evaluación. El **Gráfico II.3** muestra los gráficos utilizados para realizar el cálculo de estos factores.

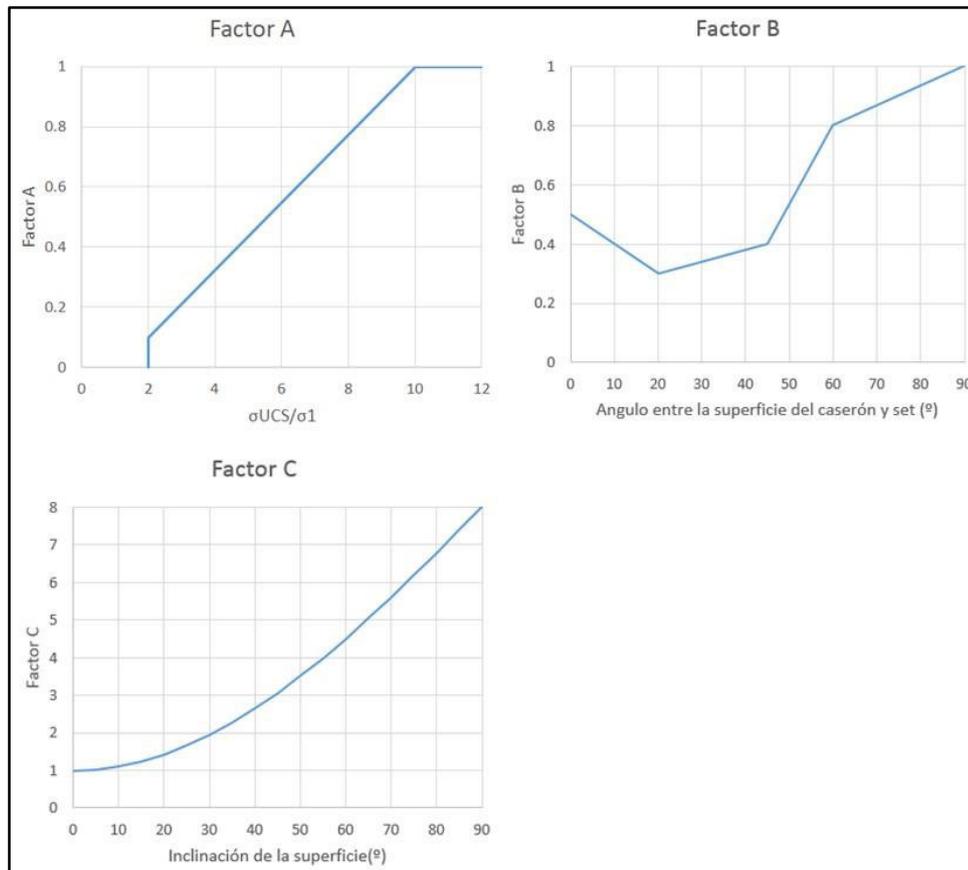


Gráfico II.3: Factores de ajuste de Mathews et al. (1981).

Steward y Forsyth (1995) actualizaron la base de datos original convirtiendo los casos históricos del gráfico de estabilidad modificado al número de estabilidad de Mathews et al. (1981) (N) y graficándolos en el gráfico de estabilidad de Mathews et al. (1981). Basándose en estos nuevos casos Steward y Forsyth (1995) delinearon nuevas fronteras en el gráfico de estabilidad de Mathews et al. (1981), sin embargo, los autores advirtieron que los nuevos límites fueron trazados “a mano” sin la utilización de un procedimiento riguroso.

El **Gráfico II.4** muestra el gráfico de estabilidad desarrollado por Steward y Forsyth en donde se delimitan 4 zonas de estabilidad:

- Potencialmente estable: Las superficies se encuentran totalmente soportadas sin la necesidad de refuerzo, con una mínima dilución (<10%).
- Potencialmente inestable: Superficies requieren cierto tipo de soporte. La extensión del soporte determinará la falla asociada a dilución (10 a 30%).
- Potencial falla mayor: Superficies requieren refuerzo extensivo (dilución mayor a 30%).
- Potencial hundimiento: En esta zona el refuerzo no es útil ya que las superficies continuaran fallando hasta que no existan espacios abiertos remanentes o la falla haya conectado con la superficie.

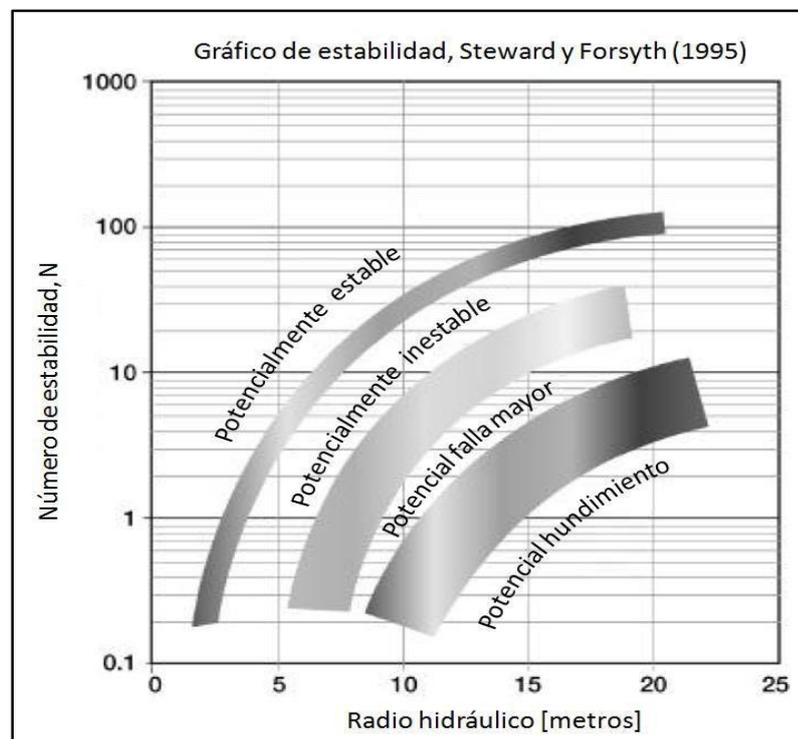


Gráfico II.4: Gráfico de estabilidad Steward y Forsyth (1995) modificado de (Mawdesley 2002).

Los usuarios del gráfico original de Mathews et al. (1981) indicaban que el método no era capaz de determinar de manera correcta la extensión del nivel de hundimiento para minas explotadas mediante Hundimiento de Bloques (Block Caving), es decir la frontera no entregaba áreas lo suficientemente extensas para propagar el hundimiento (Stewart and Forsyth 1995). Al comparar el gráfico de Mathews et al. (1981) con el de Stewart y Forsyth es posible apreciar que la zona de potencial hundimiento, en este último, se encuentra ubicada a radio hidráulicos mayores y N menores esto fue obtenido utilizando una aproximación del gráfico de (Laubscher 1990) el cual refleja de buena manera casos históricos Hundimiento de Bloques (Block Caving).

Autores como (Trueman et al. 2000) y (Mawdesley et al. 2001) extendieron el gráfico de estabilidad original de Mathews et al. (1981) incrementando el número de casos históricos desde 176 a 485, todos los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales propuestos por Mathews et al. (1981). Por su parte 100 de los casos modificados y agregados desde el gráfico de Potvin (1988) por Stewart y Forsyth (1995) fueron desechados debido a que no poseían información consistente.

Mawdesley (2001) llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística (**Gráfico II.5**) y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor, muestra curvas de isoprobabilidad para el caso estable. Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de

Mathews et al. (1981) puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de tajeo y condiciones de macizo rocoso lo cual no era posible anteriormente.

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews et al. (1981) posee una escala logarítmica tanto el eje horizontal como el vertical ya que ofrece una imagen más clara de las zonas. Las fronteras estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por las siguientes funciones (Mawdesley 2002):

$$\ln(N) = -1.56 + 1.82 \cdot \ln (RH)$$

Ecuación 4: Frontera estable-falla

$$\ln(N) = -7.01 + 1.82 \cdot \ln (RH)$$

Ecuación 5: Frontera falla-falla mayor

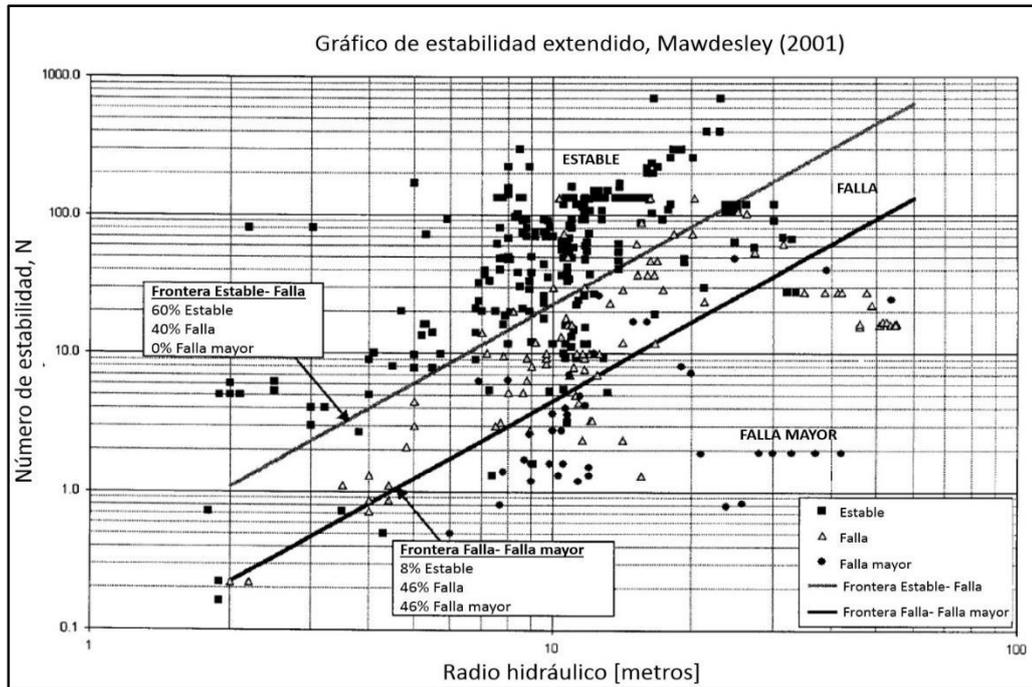


Gráfico II.5: Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001).

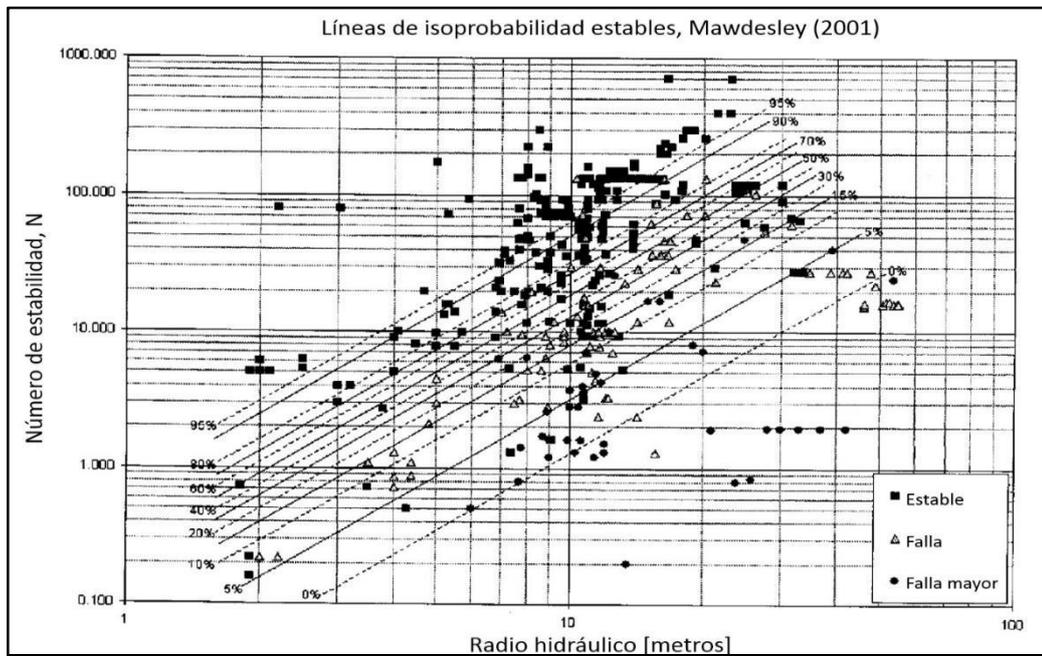


Gráfico II.6: Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001).

Metodología de Potvin

Potvin (1988) propuso un gráfico de estabilidad modificado del gráfico original de Mathews et al. (1981). El objetivo Principal de su estudio fue desarrollar un modelo geomecánico válido que pudiera predecir la estabilidad de tajeos abiertos en el contexto geológico canadiense, para esto Potvin se basó en 176 casos históricos de tajeos sin soporte y 66 casos con soporte recolectados de faenas del Método de Explotación de Hundimiento por Subniveles (Sublevel Stopping) en Canadá. El **Gráfico II.7** muestra el gráfico estabilidad modificado junto con los casos históricos sin soporte, en éste se identifican 3 zonas de estabilidad:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.
- Zona inestable: Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.
- Zona de hundimiento: Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

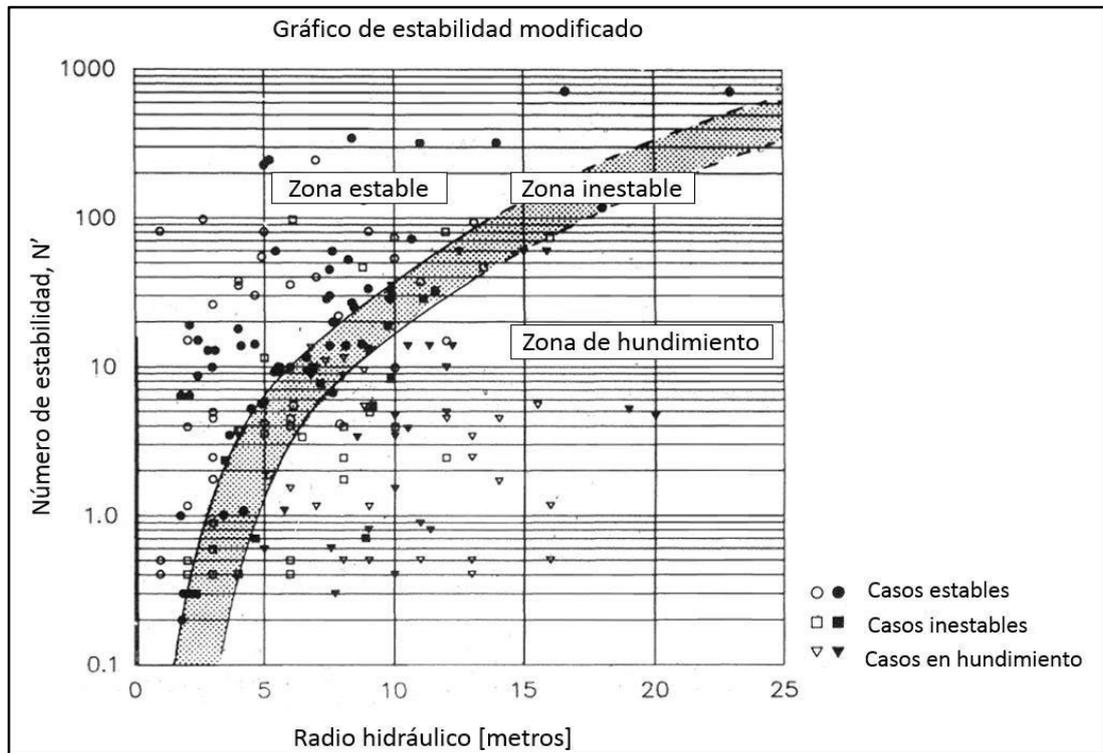


Gráfico II.7: Gráfico de estabilidad modificado, modificado de (Potvin 1988).

Para ubicar los casos históricos en este gráfico, al igual que en la metodología de Mathews et al. (1981), es necesario el desarrollo de 2 factores: número de estabilidad modificado (N') y radio hidráulico. El número N' es obtenido de manera similar al N de Mathews et al. (1981), sin embargo, difieren en el cálculo de los factores de ajuste.

Ecuación 6: Número de estabilidad modificado

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

En el método de Potvin (1988) el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados de sus antecesores de Mathews et al. (1981), a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por

gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

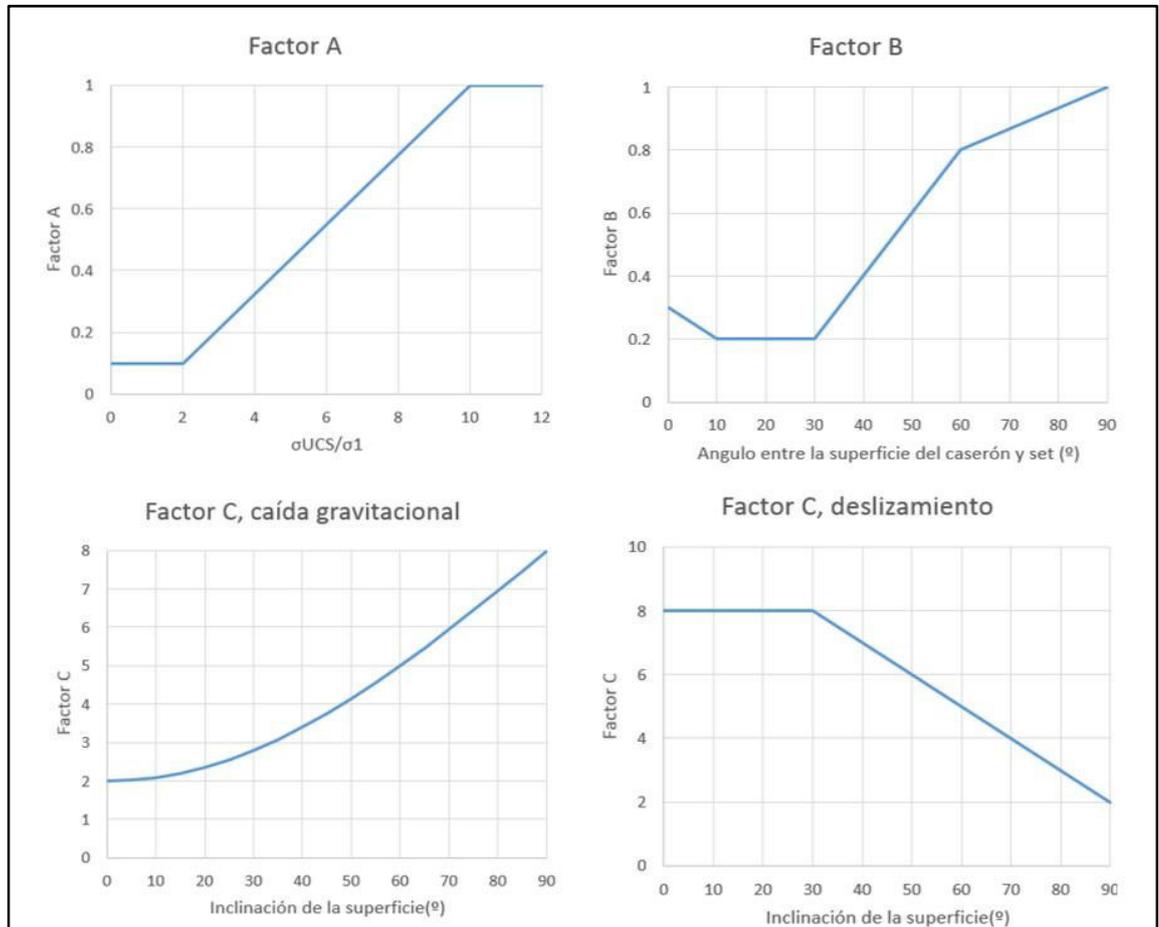


Gráfico II.8: Factores de ajuste de Potvin 1988.

Nickson (1992) expandió la base de datos original de Potvin (1988) con 13 casos históricos sin soporte y 46 casos con soporte de 13 faenas canadienses, estadounidenses e irlandesas. Las 3 zonas de estabilidad definidas por Potvin (1988) fueron modificadas por Nickson (1992) el cual delimitó 5 zonas de estabilidad que por primera vez consideraban soporte:

- Estable
- Zona de transición sin soporte
- Estable con soporte
- Zona de transición con soporte
- Zona de hundimiento

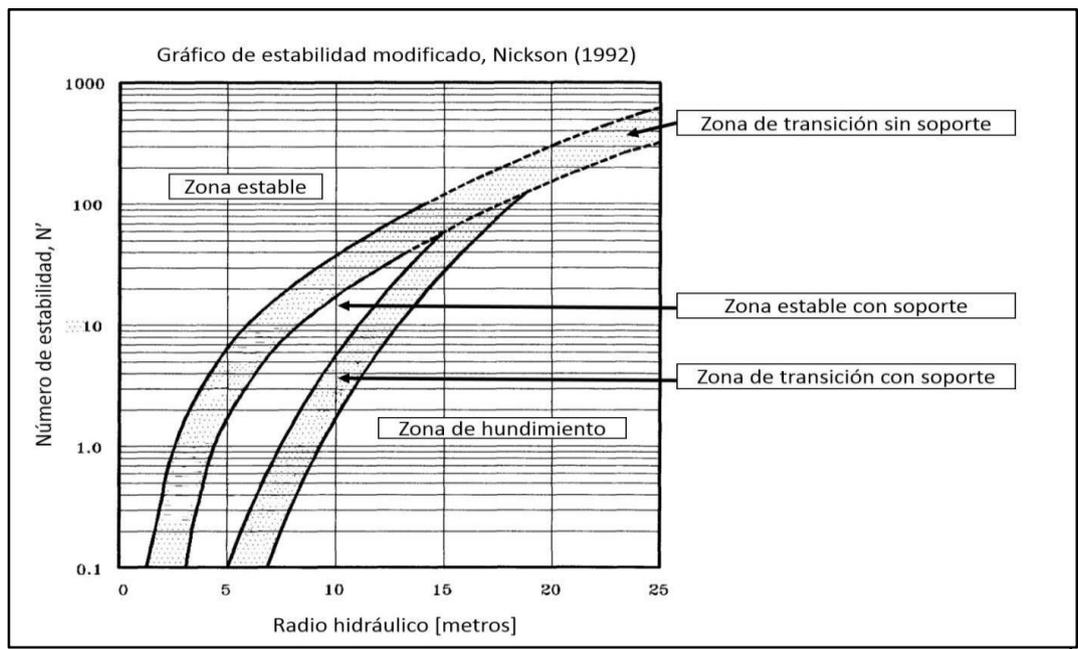


Gráfico II.9: Gráfico de estabilidad modificado de Nickson, modificado de (Nickson 1992).

Hadjigeorgiou et al. (1995) actualiza el gráfico de estabilidad basado en un total de 228 casos históricos. Esta base de datos fue trabajada estadísticamente utilizando el método de análisis discriminante. El **Gráfico II.10** muestra el gráfico de estabilidad de Hadjigeorgiou et al. (1995) y las nuevas fronteras obtenidas.

Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado N'

$$RH = 10^{(0.4905 - 2 \log(\Delta) + 0.3738 \log(N'))}$$

Ecuación 7: Frontera de estabilidad Suorineni

Donde Δ es la razón entre la probabilidad de ser estable y la probabilidad de ser inestable. Una razón de 1 tiene igual probabilidad de ser estable o inestable y resultaría en una frontera similar a la propuesta por Nickson 1992.

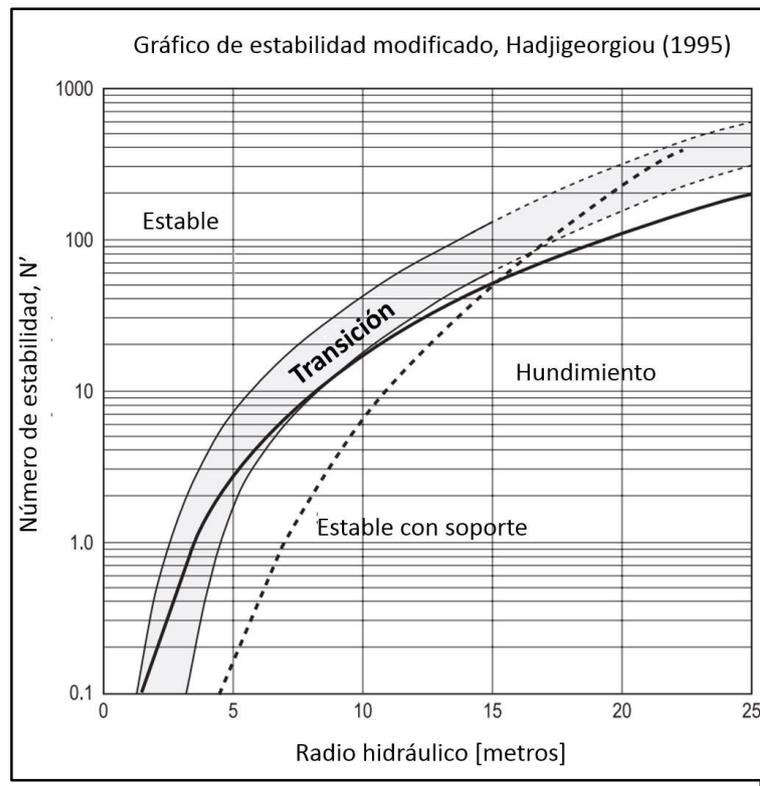


Gráfico II.10: Gráfico de estabilidad modificado (Hadjigeorgiou et al. 1995) modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001).

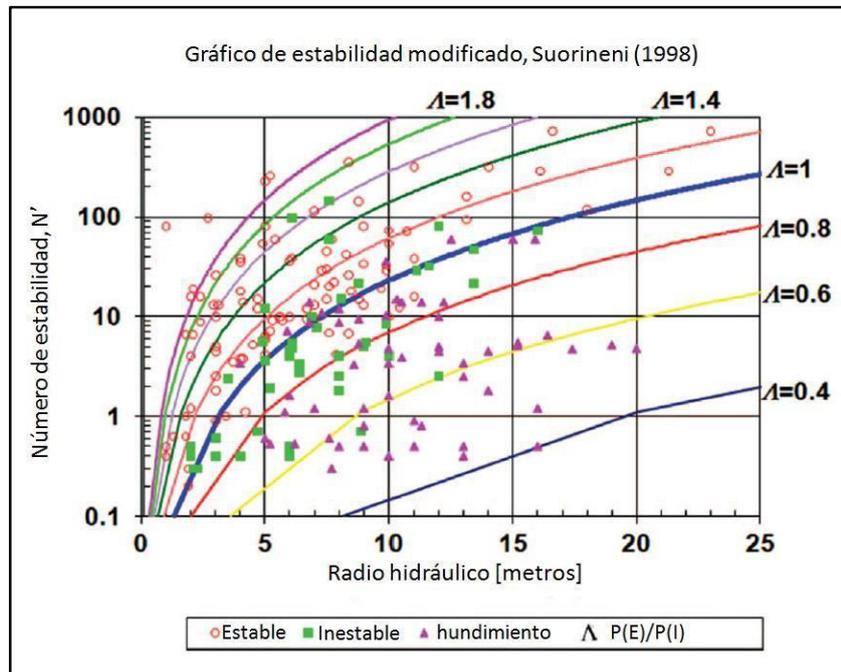


Gráfico II.11: Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010).

Efecto de esfuerzos inducidos en estabilidad

Esfuerzos compresivos

El factor de esfuerzos reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y toma principalmente en cuenta el efecto de los esfuerzos compresivos ejercidos sobre las paredes de los tajeos. Altos esfuerzos compresivos ejercidos sobre el macizo rocoso pueden ocasionar falla o agrietamiento de la roca intacta, corte a lo largo de discontinuidades pre-existentes, rotación de bloques o cualquier combinación de las anteriores. La complejidad y variabilidad de estos fenómenos hacen difícil reproducirlos, con un cierto nivel de precisión, en un modelo empírico. La aproximación de Mathews et al. (1981) escala el esfuerzo inducido tangencial paralelo a la excavación (σ_i) con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS}). Esto sugiere que el efecto

del esfuerzo compresivo es proporcional a la magnitud relativa del esfuerzo tangencial normalizado con el σ_{UCS} (Potvin 1988).

Al comparar el factor de esfuerzos de Mathews et al. (1981) con el de Potvin (1988) se puede apreciar una que para valores de σ_i/σ_{UCS} mayores a 2 son exactamente iguales, sin embargo la diferencia se da a valores menores a 2 en donde Mathews et al. (1981) asigna un valor de 0 ya que asume falla automática, mientras que Potvin (1988) asigna un valor de 0.1 justificando que existen diversos casos de tajeos en los cuales los esfuerzos inducidos sobre el techo son altos pero se mantienen estables debido a que poseen dimensiones pequeñas. Estos casos se presentan en el **Gráfico II.12** con los cuales Potvin (1988) concluye que su calibración parece ajustarse bien.

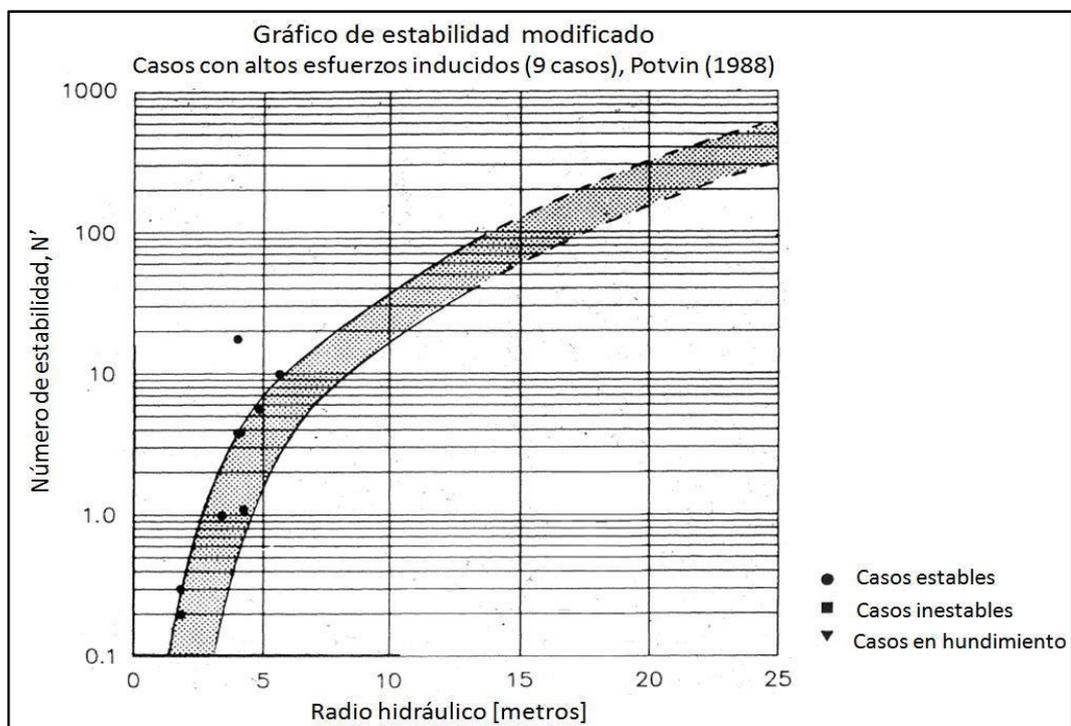


Gráfico II.12: Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos, modificado de (Potvin 1988).

Esfuerzos de tracción

Las zonas de relajación se crean en las paredes de tajeos longitudinales cuando la razón de esfuerzos in-situ "K" es mayor que 1. Como la roca intacta y las discontinuidades tienen una baja resistencia a la tracción este estado de esfuerzos no es propicio para realizar labores mineras. Los esfuerzos de tracción abren las discontinuidades pre-existentes o inducen nuevas fracturas a través de la roca intacta creando una zona de relajación en donde los bloques individuales tienen mayor libertad de movimiento volviéndose susceptibles a la acción de la gravedad debido al estado de desconfinamiento.

En la metodología original de Mathews et al. (1981) los esfuerzos de relajación actuando en las paredes de un tajeo no son tomados en cuenta por lo cual se les asigna un valor de A igual a 1.

Potvin (1988) concuerda con Mathews et al. (1981) y sugiere que la influencia del estado de relajación se encuentra indirectamente representado por el radio hidráulico y el factor de ajuste por gravedad C. Los casos históricos en relajación estudiados por Potvin (1988) se presentan en el **Gráfico II.13**, con esta el autor concluye que no se justifica un ajuste para el factor de esfuerzos para los estados de esfuerzos en relajación ya que se aprecia que la ubicación de los casos históricos concuerda con las zonas de estabilidad trazadas.

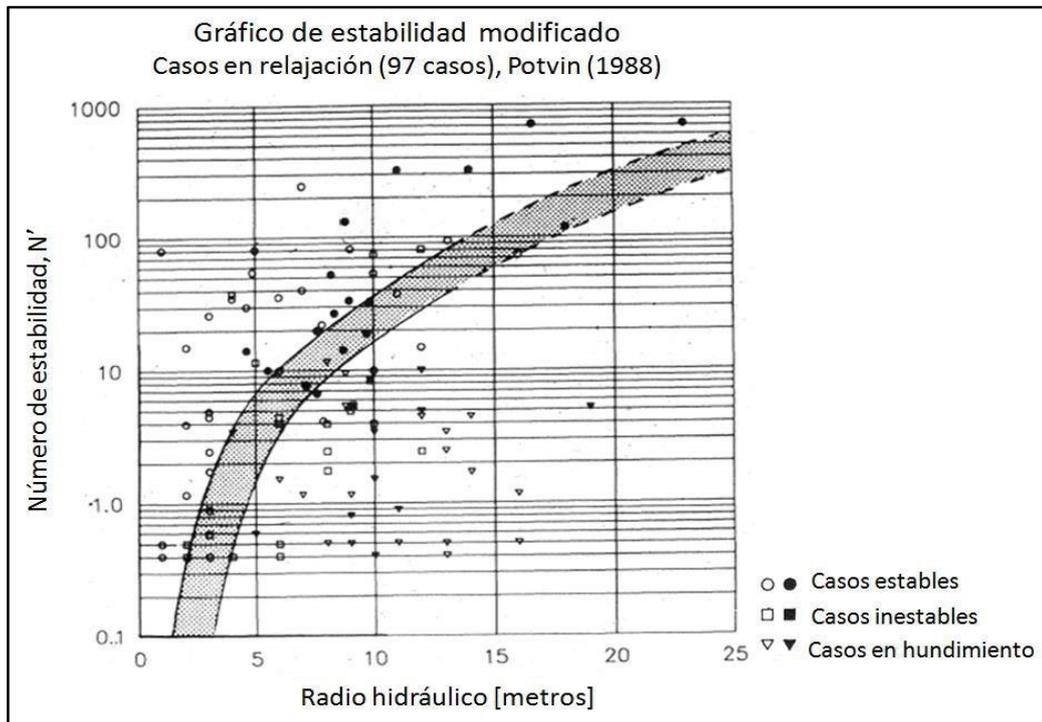


Gráfico II.13: Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de (Potvin 1988).

Diederichs y Kaiser (1999) propusieron un cambio al factor A para tomar en consideración los esfuerzos de tracción actuando sobre las paredes de un tajeo. sin embargo, Steward (2001) rechaza la validez de este factor debido a que entrega peor resultados que al utilizar el factor A propuesto por Mathews et al. (1981).

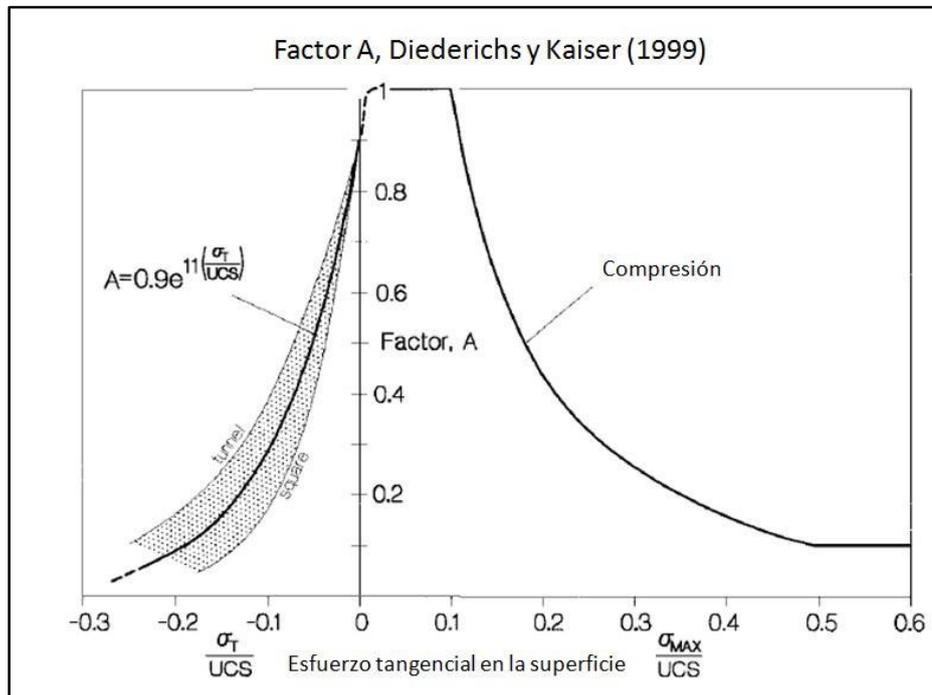


Gráfico II.14: Factor de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser, modificado de (Diederichs and Kaiser 1999).

Por su parte Mitri et al. (2011) señala que los estados de esfuerzos en relajación no son para nada beneficiosos para la estabilidad de excavaciones y que para tajeos esbeltos los esfuerzos de tracción producen la pérdida de las fuerzas de cohesión a lo largo de Hangingwalls y Footwalls lo cual trae como resultado sobre-excavación y dilución indeseada. Mitri et al. (2011) propuso la siguiente modificación modelo para el factor A de Potvin (1988):

Ecuación 8: Maximum Stress Factor (Mitri et al. 2011)

$$MSF = \sigma_{i\ Max}/\sigma_{UCS}$$

Ecuación 9: Modelo factor A (Mitri, Hughes and Zhang 2011)

$$A = \begin{cases} 0.1 & \text{si } MSF < 0.0 \\ 0.1 + 0.9e \left[\left(-e^{-\frac{MSF-0.3}{0.09}} \right) - \frac{MSF - 0.3}{0.09} + 1.0 \right] & \text{si } 0.0 < MSF < 1.0 \\ 0.1 & \text{si } MSF > 1.0 \end{cases}$$

El Gráfico **II.15** muestra una comparación entre el factor A desarrollado por Potvin (1988) y el de Mitri et al. (2011). Se puede apreciar que Mitri et al. (2011) coincide con Potvin (1988) para casos de altos esfuerzos compresivos ya que ambos factores se comportan de igual manera en valores de MSF superiores a 0.7. Sin embargo, se puede apreciar que la curva de Mitri posee un peak en MSF=0.3 que difiere con Potvin (1988), esto se basa en que la falla compresiva se iniciaría a esfuerzos mayores a 30% del UCS (Mitri, Hughes and Zhang 2011). Finalmente, para estados de relajación (MSF<0.1) las curvas difieren completamente ya que Mitri et al. (2011) penaliza con un valor de 0.1 a estos casos, mientras que Potvin (1988) les asigna un valor de 1.

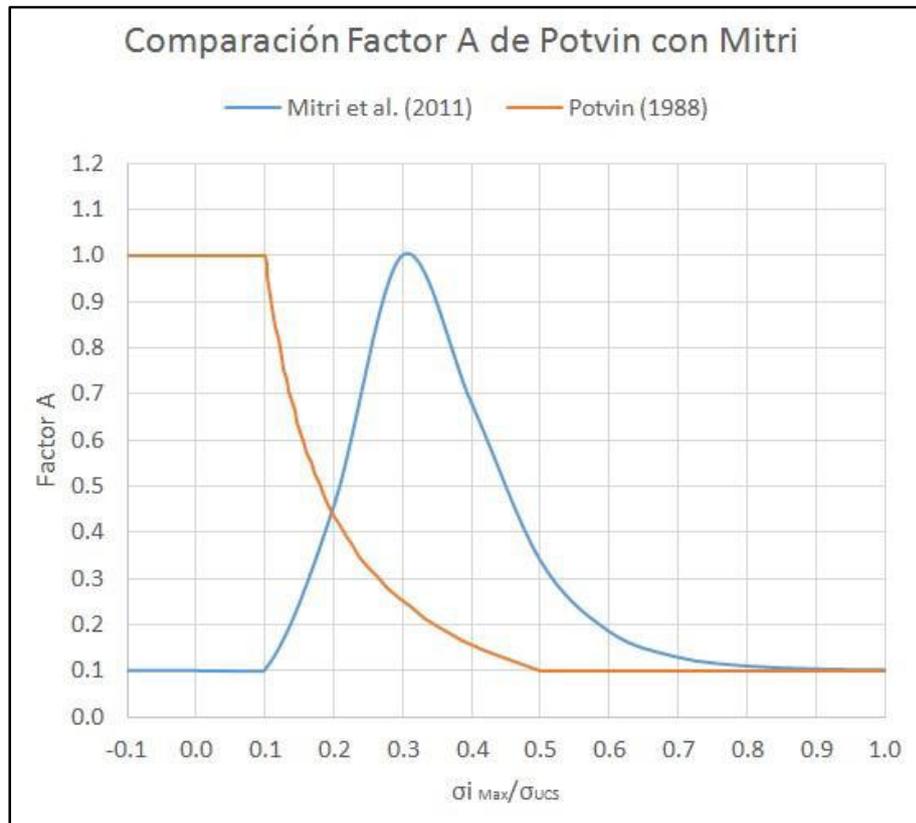


Gráfico II.15: Comparación factor A Potvin et al. (1981) con Mitri et al. (2011).

El Factor de ajuste de esfuerzos propuesto por Mitri et al. (2011) es un intento por cuantificar el efecto de los esfuerzos de relajación en la estabilidad de tajeos, sin embargo, esto se contrapone a lo observado empíricamente por Potvin (1988). La modificación del factor A en relajación desplazaría los casos históricos, hacia abajo siendo su número N' 0.9 veces menor al calculado por Potvin (1988), dado esto, no existiría consistencia entre la frontera de estabilidad y los casos históricos por lo cual el factor A desarrollado por Mitri et al. (2011) no se presenta a priori como un ajuste válido para casos de relajación de esfuerzos.

Como se ha visto en esta sección han existido esfuerzos por representar en el gráfico de estabilidad los casos en estado de esfuerzos de relajación, sin embargo, autores como Steward (1995) y Mawdesley (2002) han planteado que el factor de esfuerzos original de Mathews et al. (1981) sigue siendo el que mejor se ajusta a los casos históricos estudiados.

Como se vio en secciones anteriores, el cálculo del factor de esfuerzos de los métodos de estabilidad gráficos requiere de la obtención del esfuerzo principal mayor inducido sobre la pared del tajeo. Los esfuerzos principales inducidos en las paredes de un tajeo, actúan en 2 direcciones perpendiculares del plano de interés. La magnitud de estos esfuerzos es función de los esfuerzos in-situ y de la geometría de la unidad básica de explotación.

En la actualidad la mayoría de las operaciones mineras tienen acceso a softwares de modelamiento numérico 2D y 3D, sin embargo, la utilización de estos para el cálculo de esfuerzos hace engorroso los procesos de diseño y back análisis de casos históricos. En el proceso de diseño se debe disponer de herramientas que permitan un cálculo rápido de los esfuerzos inducidos de manera de permitir el análisis de cuantas geometrías estime pertinente el diseñador en el menor tiempo posible. Por su parte en el proceso de back análisis de casos históricos se dispone de bases de datos con una gran cantidad de casos los cuales poseen geometrías y condiciones de esfuerzos distintas entre sí, en este contexto los ábacos de cálculo de esfuerzos inducidos son de

gran utilidad ya que permiten el rápido procesamiento de éstos sin necesidad de tener que recurrir a softwares de modelamiento numérico los cuales harían el proceso tedioso.

Tanto Mathews et al. (1981) como Potvin (1988) desarrollaron ábacos que permiten el cálculo de esfuerzos inducidos sobre las paredes de tajeos abiertos. Como se ha visto anteriormente este es un procedimiento bastante relevante para la obtención del factor de esfuerzos (A). Una mala estimación de los esfuerzos inducidos podría resultar en una pobre representación del factor de esfuerzos, lo cual podría hacer a una base de datos y su gráfico de estabilidad asociado poco consistentes.

Curvas de Mathews

Mathews et al. (1981) propuso dos gráficos para estimar los esfuerzos inducidos en la mitad de las caras de un tajeo. Para esto definió dos planos: plano medio horizontal y plano medio vertical. A los gráficos de Mathews et al. (1981) se ingresa con la razón de aspecto del plano junto con la razón de esfuerzos in-situ a lo largo de este. Las curvas entregan como resultado el esfuerzo inducido en la mitad de la cara paralelo al plano, dividido por el esfuerzo vertical u horizontal según sea el caso.

Los gráficos de Mathews et al. (1981) fueron desarrollados mediante el modelamiento numérico de tajeos en dos dimensiones. Se asumen tajeos de largo infinito razón por la cual las curvas no retratan fielmente la naturaleza tridimensional de los tajeos abiertos.

Tanto para el desarrollo del gráfico de estabilidad original (Mathews et al. 1981) como para las últimas actualizaciones de éste (Mawdesley 2002) se utilizaron las curvas propuestas por Mathews et al. (1981) para el cálculo de los esfuerzos inducidos de cada pared.

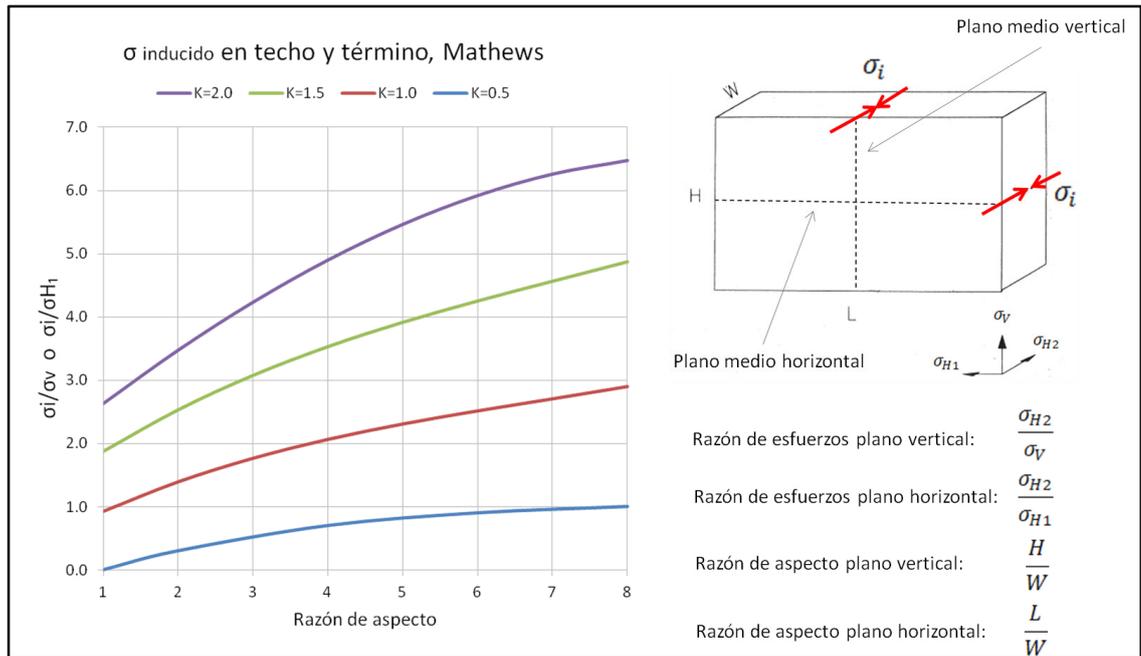


Gráfico II.16: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para techos y paredes de término, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

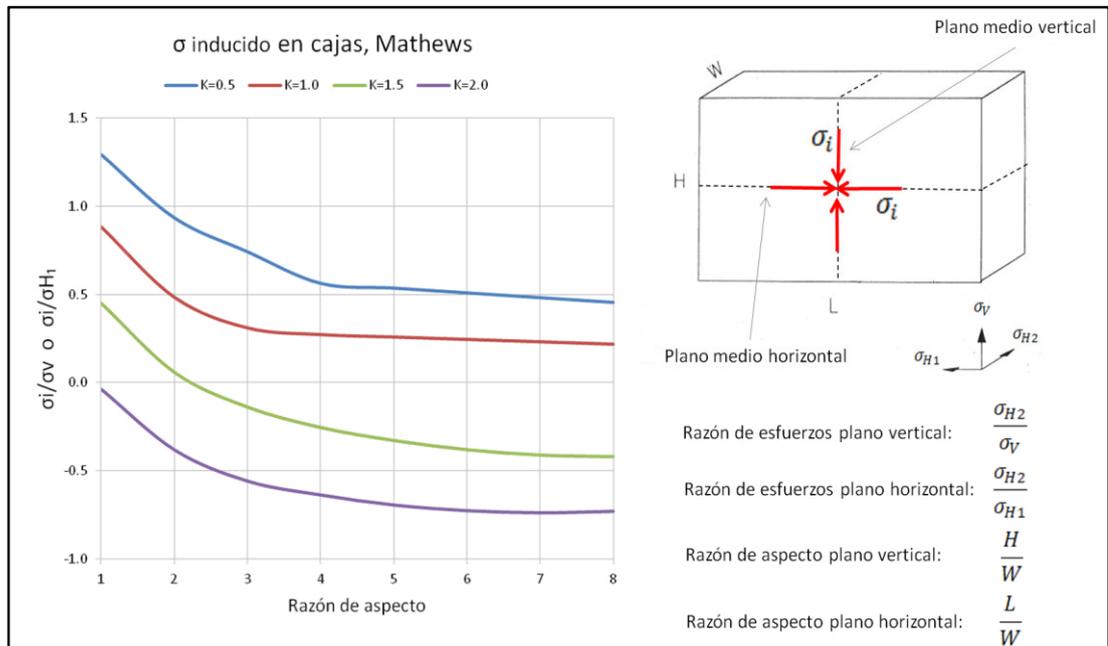


Gráfico II.17: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para cajas, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

Curvas de Potvin

Potvin (1988) propuso curvas que permitían la estimación de esfuerzos inducidos para sus más de 200 casos canadienses recolectados. Estas curvas fueron desarrolladas corriendo 70 modelos en un software de elementos de borde 3D (BEAP).

Para la realización de los modelos, Potvin (1988) asumió los siguientes supuestos:

- Se consideraron tajeos aislados
- Las geometrías usadas se basaron en tajeos abiertos observados en más de 30 minas canadienses. Sin embargo, sus formas fueron idealizadas y solo se consideró un dip vertical.

- La geometría del problema se dividió en configuraciones longitudinales y transversales mientras los esfuerzos in-situ variaron desde la condición isostática ($K=1.0$) hasta $K= 2.5$ en las tres direcciones.
- Se asume un ancho de $1/4$ de la dimensión intermedia.

Las razones de aspecto y de esfuerzos que considera Potvin (1988) se pueden apreciar en los gráficos siguientes muestran las curvas para el cálculo de esfuerzos inducidos en cajas (plano vertical y horizontal), techos y paredes de término.

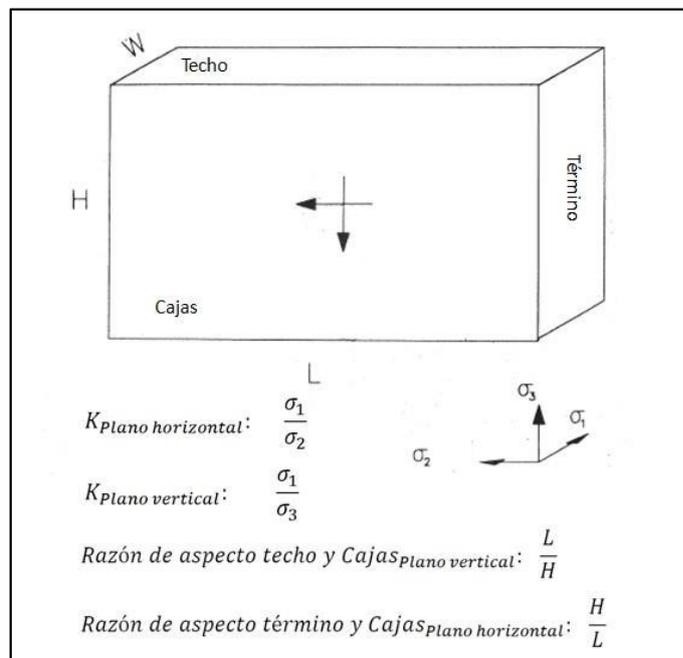


Gráfico II.18: Definición de razón de aspecto y razón de esfuerzos para estimación de esfuerzos inducidos, modificado de Potvin (1988)

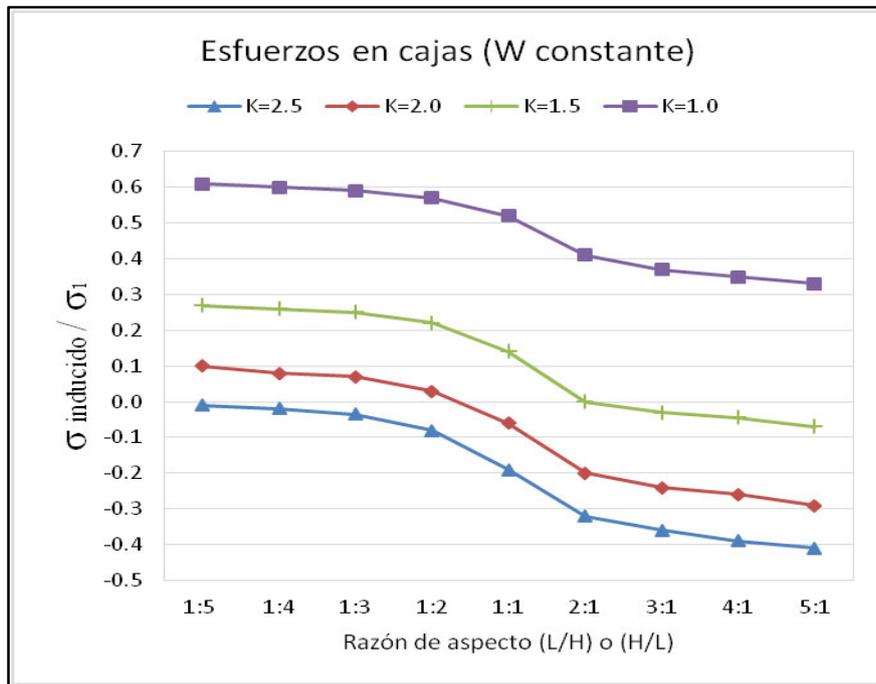


Gráfico II.19: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Cajas, modificado de Potvin

(1988)

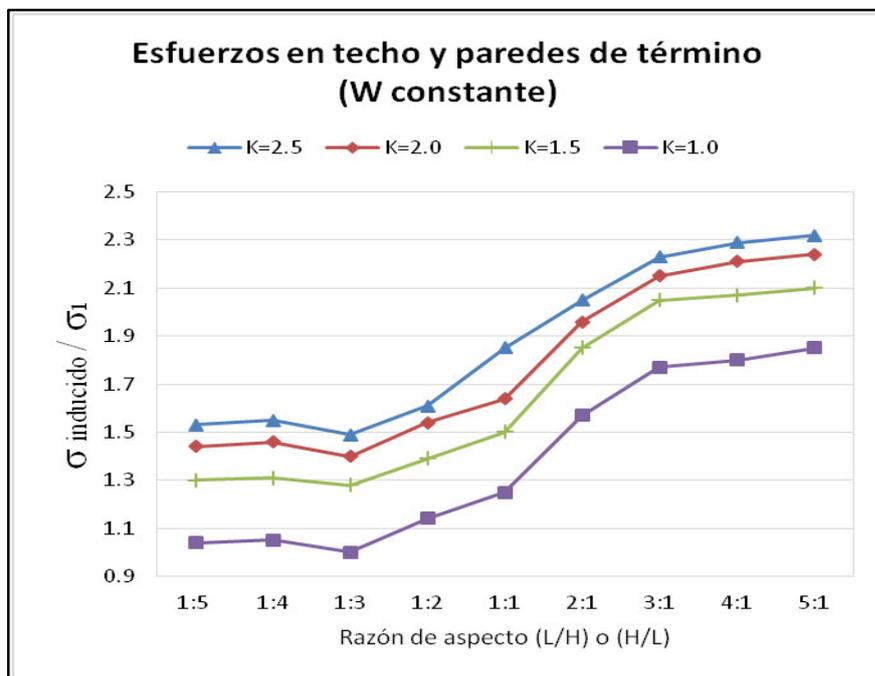


Gráfico II.20: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Techos, modificado de Potvin

(1988)

Como se puede apreciar, a diferencia de los gráficos de Mathews et al. (1981), Potvin (1988) si considera la influencia de la tercera dimensión, sin embargo, Potvin (1988) realizó estas curvas basado en las geometrías características de la base de datos canadiense, es por esto que no sería recomendable utilizarlas en escenarios que no cumplan los supuestos utilizados por el autor.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Cálculo Empírico. – Consiste netamente en el método gráfico de estabilidad donde se va a determinar longitudes máximas de minado y cantidad de desprendimiento.

Deformación. - Modificación que sufre una roca o material por acción de una o más esfuerzos.

Deformación elástica. - Cuando una roca se deforma por acción de un esfuerzo, y al cesar dicho esfuerzo la roca o material deformado recupera su forma original.

Deformación plástica. - cuando una roca o material se deforma por acción de un esfuerzo y al cesar dicho esfuerzo la roca o material alterado conserva su deformación.

Desplazamiento. - Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento.

Esfuerzos in-situ. - Los esfuerzos in-situ se definirán constantes en los bordes del problema debido a que la escala del problema no justifica la utilización de esfuerzos gravitacionales.

Las condiciones de borde se fijan ocupando la herramienta de restricción automática para excavaciones subterráneas, esta herramienta asigna la restricción de movimiento del modelo en las tres dimensiones (x-y-z), es decir, todas las superficies, aristas y vértices de los límites externos del modelo estarán completamente restringidas.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1.HIPÓTESIS GENERAL

La evaluación de la estabilidad geomecánica determina el dimensionamiento del tajeo Tj -300W al Tj-100E en la Veta Sur - Mina Islay.

2.4.2.HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- El Método Gráfico de Estabilidad (MGE) determinará las dimensiones de los tajeos.
- Las características geológicas determinan el dimensionamiento en los tajeos en la Mina Islay.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE LAS VARIABLES

Se estudian cada una de las variables, las que se correlacionarán y compararán. Se identificaron las siguientes variables:

2.5.1.VARIABLES INDEPENDIENTES:

La evaluación de la estabilidad geomecánica.

2.5.2.VARIABLES DEPENDIENTES:

Dimensionamiento del tajeo Tj -300W al Tj-100E en la Veta Sur - Mina Islay.

2.5.3.VARIABLES INTERVINIENTES:

- Agua.
- Asociación Mineralógica Cu, Pb, Zn y Ag.
- Normas ambientales para la actividad minera.

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Se refiere a los factores que intervienen en la estabilidad de un tajeo, y que se medirán con las técnicas utilizadas según los estándares y procedimientos aplicados en la Mina Islay.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El proyecto a desarrollar estará basado en tres tipos: exploratorio, descriptivo y explicativo.

3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

Se realiza un enfoque Cuantitativo, describiendo y explicando la caracterización geológica y geomecánica de las zonas de estudio, mediante la toma de datos y análisis interpretativos.

El desarrollo del presente tema de investigación se realiza en tres etapas; Recopilación de información, trabajo de campo y trabajo analítico.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Exploratorio: se toman datos geomecánicos de campo de las estructuras, obteniéndose información para diseñar el tipo de dimensiones que debe tener la sección del tajeo.

Descriptiva: Se describe en forma detallada la geomecánica de los macizos rocosos y de las estructuras mineralizadas.

Explicativa: Definimos las causas y efectos que implican la caracterización geomecánica.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

La población en el estudio son los macizos rocosos y las estructuras mineralizadas de la Mina Islay, y las muestras son tomadas en forma sistemática en las labores de avance y desarrollo.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Toma de datos y de muestras in situ, revisión de perforaciones diamantinas antiguas, revisión y recopilación de estudios geológicos existentes del distrito Minero.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se realiza el procesamiento de datos geomecánicos correlacionándolos con las clasificaciones geomecánicas sistematizadas.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. UBICACIÓN

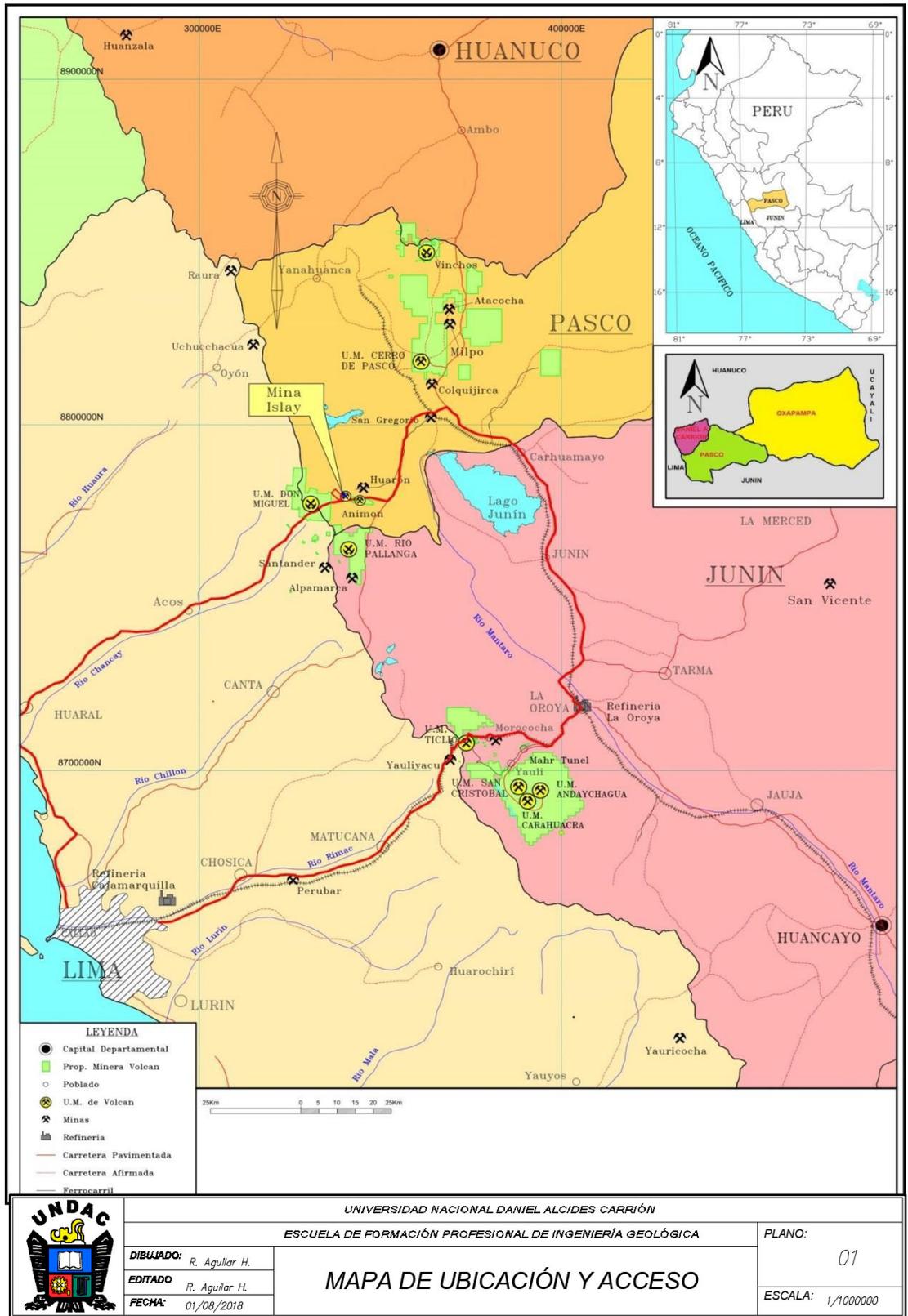
La Mina Islay se encuentra ubicada en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos; políticamente se ubica en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco a una altitud de 4,600 m.s.n.m.

4.2. ACCESIBILIDAD

La Mina Islay es accesible desde Lima a través de 3 rutas:

	RUTAS DE ACCESO	VIA	Distancia (Km)	Tiempo (h)
1	Lima-Oroya - C. Pasco U.O.Chungar- Islay	Asfaltada	304	7
2	Lima-Huaral-U.O.Chungar- Islay	Asfaltada-Afirmada	225	5
3	Lima-Canta-U.O.Chungar- Islay	Asfaltada-Afirmada	219	5

Accesibilidad a Unidad Operativa



Mapa IV.1: Mapa de ubicación y acceso a la Mina Islay

4.3. RESEÑA HISTÓRICA

En el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha, la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

Por el año 1936 se inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este.

Entre el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes.

A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, la producción diaria antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS

Islay pertenece administrativamente en el 2000, a Volcan Compañía Minera S.A.A.

Actualmente la mayoría de las acciones de la empresa Volcan es Glencore.

4.4. FISIOGRAFÍA

RELIEVE

La Mina Islay presenta un relieve moderadamente accidentado, con geoformas positivas, con flancos abruptos hacia el interior de los valles, estas geoformas presentan elevaciones que fluctúan entre los 4800 a 5300 m.s.n.m.

Las cordilleras están constituidas por rocas sedimentarias del Mesozoico y Cenozoico que se hallan fuertemente plegadas y falladas, cubiertas por rocas volcánicas del Paleógeno al Neógeno. El flanco oeste de la Cordillera Occidental está intensamente disecado, originando un paisaje totalmente abrupto, mientras que el flanco este presenta un paisaje suave poco accidentado.

Las geoformas negativas están constituidas por una serie de lagunas escalonas, tales como: Quimacocha, Huaroncocha, Naticocha, y Llacsacocha, que están emplazadas a lo largo de un valle glaciar. (Ver Figura IV.1).

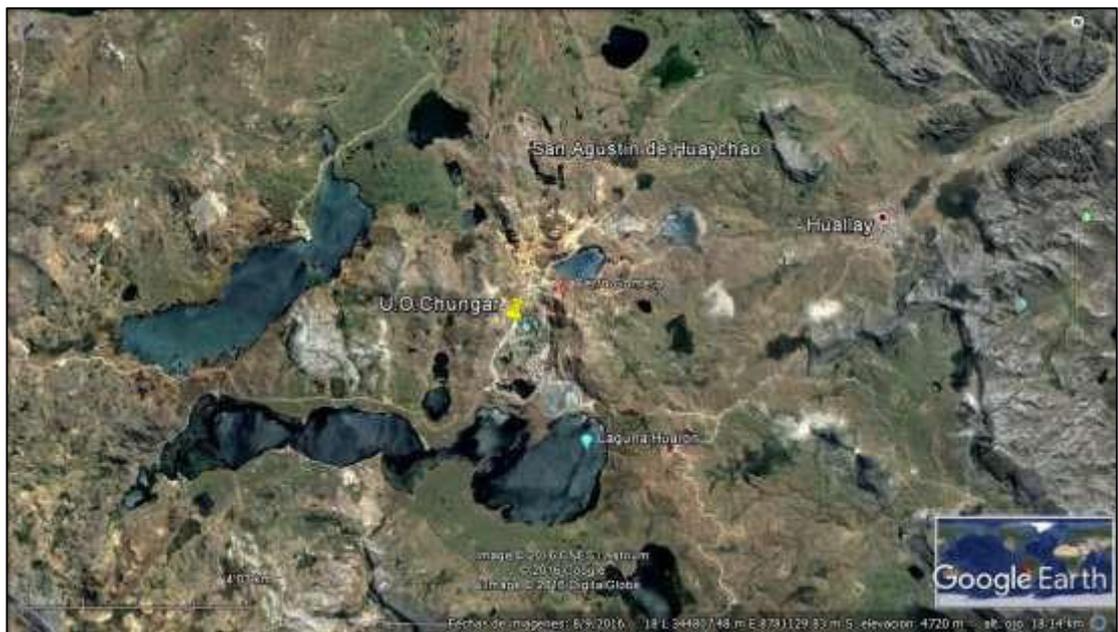


Figura IV.1: Lagunas Escalonadas (Google Earth)

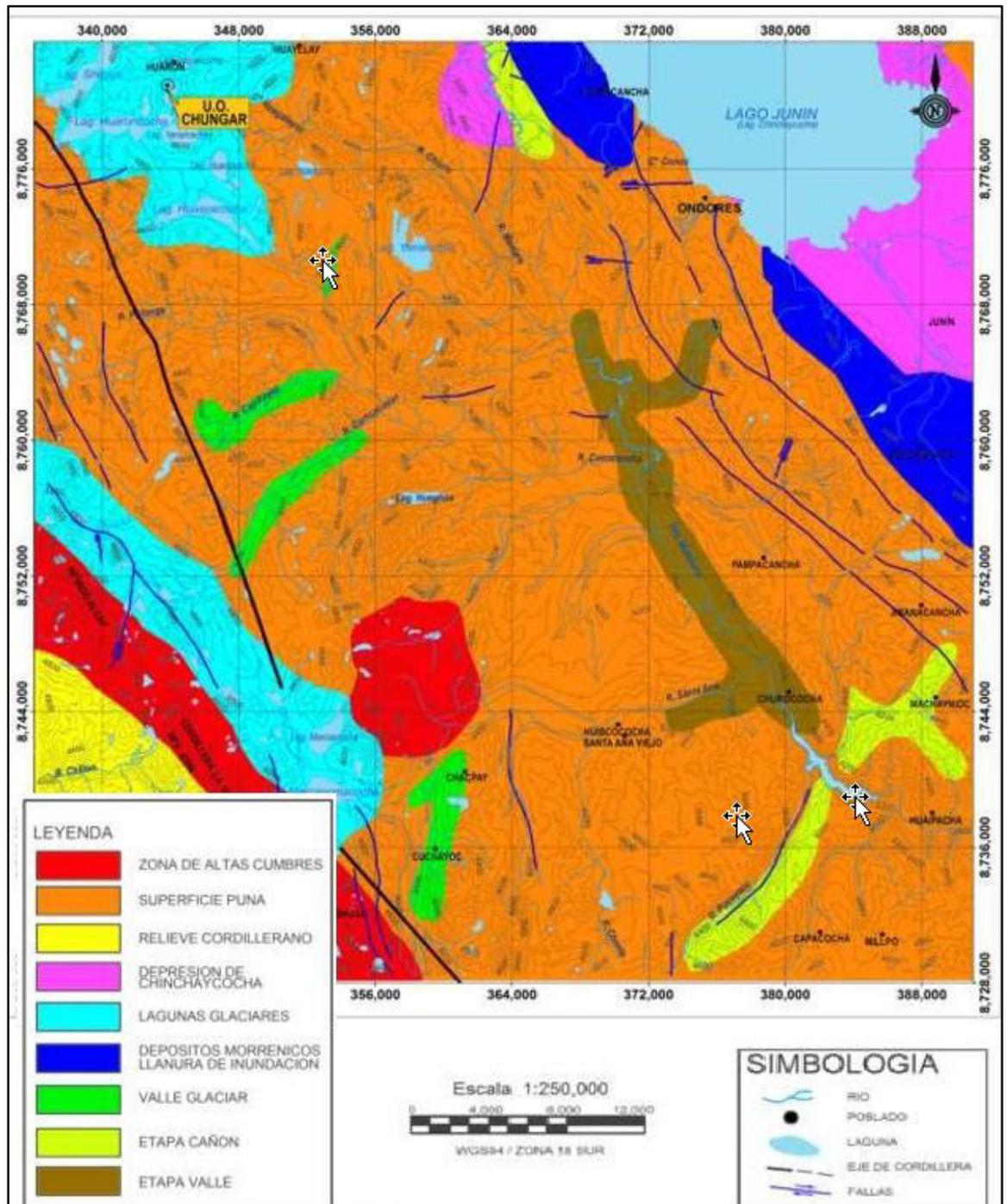
Las regiones naturales de Islay se encuentran dentro de la superficie Puna, (4000-4700 m.s.n.m.) a una cota de 4600 m.s.n.m. La topografía muestra valles en “U” resultado de la erosión glaciar, dejando como remanentes lagunas escalonadas.

Entonces en la fisiografía de Islay, podemos definir unidades de la superficie de forma notable, como cerros, lagunas y ambiente glaciar.

4.5. GEOMORFOLOGÍA

La morfología del área de estudio es el resultado de los efectos degradatorios causados por los agentes de meteorización que han actuado sobre las unidades litológicas constituidas por calizas y en menor proporción por areniscas.

Dentro de los agentes meteorizantes que han tenido un papel preponderante en el modelado actual del área ha sido la temperatura del medio ambiente, las precipitaciones pluviales, la escorrentía superficial y subterránea. En la zona de estudio Mc LAUGHLIN, D.H. (1924) reconoció extensas áreas en las alturas andinas representadas por superficies de erosión a las que denomina Superficie Puna, así mismo reconoció dos períodos de erosión: Estadío Chacra o Valle, con levantamiento de 500 metros de elevación y Estadío Cañón con una elevación aproximada de 1,500 m. Las unidades geomorfológicas del área de estudio han sido delimitadas considerando criterios geográficos, morfoestructurales y litológicos.



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN		PLANO:
	ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA		02
	UNIDADES GEOMORFOLÓGICAS		ESCALA: 1/10 000
DIBUJADO:	R. Aguilar H.		
EDITADO:	R. Aguilar H.		
FECHA:	01/08/2018		

Mapa IV.2: Unidades Geomorfológicas

Zona de Altas Cumbres

Corresponde a la parte más alta de la Cordillera Occidental que se extiende desde el Noroeste del cuadrángulo de Ondores (Junín) hasta el cuadrángulo de Matucana (Lima), formando una línea de cumbre con dirección NO-SE que cruza el área. Se encuentra constituida por geoformas agrestes de modelado glaciar, algunas con restos de nieve perpetua como el Nevado Alcay, las cordilleras La Viuda, y Puagjanca, ubicadas al Suroeste del cuadrángulo de Ondores, alcanzando altitudes que varían de 4,800 a 5,400 m.s.n.m.

Estas cumbres constituyen las nacientes de los ríos Corpocancha, Capillayoc y Chonta, entre otros, presenta un drenaje dendrítico y drenan hacia la cuenca del Río Mantaro, siendo éstos sus principales tributarios.

Superficie Puna

Esta unidad reconocida por Mc LAUGHLIN, D.H. (1924) consistente en una superficie pobremente desarrollada, que no ha logrado ser peneplanizada por completo, la superficie se establece truncando los pliegues de la Tectónica Incaica que afecta a los estratos paleozoicos y mesozoicos. Teniendo como base a los volcánicos del Grupo Calipuy reconocido al Noroeste del cuadrángulo de Ondores, se tiene que estos volcánicos descansan sobre una superficie de estratos mesozoicos y paleógenos plegados. Las superficies de erosión pueden ser identificadas sobre fotografías aéreas e imágenes de satélite, por presentar una morfología plana y ondulada.

Relieve Cordillerano

Dentro del cuadrángulo de Ondores se encuentra distribuido en la parte Sur Occidental. El relieve es caracterizado por tener una superficie de intensa erosión, laderas post-maduras, ríos moderadamente profundos y relativamente empinadas. Siendo la glaciación cuaternaria uno de los principales agentes que moldearon el relieve; la acción del hielo sobre la roca determina la topografía abrupta.

Depresión del Lago Junín o Chinchaycocha

Esta unidad geomorfológica se ubica entre las cordilleras Occidental y Oriental. en el sector Sureste del cuadrángulo de Cerro de Pasco y Noreste de Ondores, respectivamente, conforma una superficie ondulada con fondo llano disectado por el socavamiento del Río Mantaro, moldeado por la acción eólica y erosión glaciár, formando la depresión longitudinal del Lago Junín o Chinchaycocha. Así mismo presenta una morfología suave; ubicada a una altitud de 4,200 m.s.n.m. Emplazada en rocas del Grupo Pucará.

Lagunas Glaciares

Esta unidad geomorfológica se encuentra en la parte alta del área de estudio, la que ha sido afectada por la glaciación pleistocénica con significativas acumulaciones de hielo que cubren los nevados de Alcay, Jitpa, Lashal y Cordillera La Viuda, ubicadas en el extremo Suroeste del cuadrángulo de Ondores, presenta alineación Noroeste - Sureste. La formación de las lagunas se debe a las filtraciones del hielo en cubetas labradas por la glaciación, las que tienen como diques a las morrenas frontales, de tal

manera que la filtración en la zona de estudio sería la causante de estas cubetas creándose las lagunas.

Depósitos Morrénicos y Llanura de Inundación

Esta unidad se extiende al Noroeste de la localidad de Cerro de Pasco, consiste de una superficie plana con tierras altas que alcanzan una altitud promedio de 4,300 msnm. Está moderadamente circundada por una cadena de cerros dentados que forman la divisoria continental, siendo cubierta en la parte baja con depósitos glaciares que forman las grandes morrenas; tal como se puede apreciar en las localidades de Huaracancha y la Hacienda Ranchangaga ubicados al Noreste del cuadrángulo de Ondores. Es posible distinguir depósitos morrénicos de dos diferentes edades. El antiguo por efecto de intemperismo, la cresta va siendo degradada y el reciente presenta una cresta marginal dentada, siendo estos rasgos característicos de los hielos estancados que se dan al Noroeste de Ondores.

Valle Glaciar

Los ríos desarrollan varias etapas de erosión conformando los procesos y agentes geomorfológicos externos los que han actuado en combinación con movimientos epirogenéticos ocurridos a fines del Neógeno y el Cuaternario. Los valles glaciares se encuentran en las partes altas con un típico modelado glaciar destacándose las formas en "U" tal como los valles de Casacancha, Jircacancha, Racray, Pampa Cuncash ubicados al Suroeste del cuadrángulo de Ondores, estos valles están separados por una cadena de cumbres concordantes que descienden de 4,600 a 4,200 msnm.

Etapas Cañón

En la zona de estudio se encuentra en la zona Sureste del cuadrángulo Ondores, ligados a los valles formados por depósitos aluviales los que se suceden a diferentes niveles, a ambos flancos del lecho del río, tal como se ve en el río Pucayacu y Shiriconcha ubicados al extremo Sureste de la represa de Mal Paso, las cuales drenan sus aguas a la cuenca del Río Mantaro.

Etapas Valle

Esta unidad geomorfológica se ubica en el cuadrángulo de Ambo, presentando laderas con pendientes moderadas como las formadas en el río Huertas y demás tributarios, los que llevan sus aguas al río Huallaga alcanzando una dirección de Norte a Sur. En su recorrido pasa por las localidades de Huariaca, San Rafael y Ambo cortando una serie de rocas paleozoicas como las del Grupo Mitú y el Neoproterozoico.

4.6. DRENAJE

El drenaje regional presenta un diseño dendrítico, las aguas son captadas del Río San José que es el Principal colector de la zona y discurre de Sur a Norte.

Localmente presenta un drenaje reticulado, correspondiente a rocas sedimentarias (margas, calizas y limonitas), con un espaciamiento de 5 a 15m, y el drenaje radial centrípeto donde los cursos de agua drenan hacia un centro común (lagunas escalonadas).

4.7. CLIMA

Para la clasificación del clima usaremos los dos elementos meteorológicos más importantes los cuales son: Temperatura y Precipitación.

En las partes altas de Cerro de Pasco y Ondores, donde las altitudes varían de 4,000 a 4,500 msnm, el clima es frío y seco debido a las precipitaciones y caída de nieve que se da en la Cordillera Occidental y Oriental.

De acuerdo a los datos obtenidos del SENAMHI-2017, la temperatura y la precipitación se resume de la siguiente manera:

- Temperatura Promedio Máxima Anual 2017 es: 11.20 °C
- Temperatura Promedio Mínima Anual 2017 es: 1°C
- Temperatura Promedio Anual es: 5.88 °C

4.8. FLORA Y FAUNA

Flora

Vegetación de macizos alto andinos con extensos pajonales de Íchu (*Stipa ichu*) y pocas especies herbáceas y arbustivas, como el queñual (*Polylepis* spp.), el berro y las huamanpintas.

Fauna

Mamíferos: Llama (*Lama glama*), zorros (*Ducisyon culpaeus*), vizcachas (*Lagidium peruanum*), gato montés (*Oncifelis colocolo*), zorrillo (*Conepatus*

chinga) y la presencia esporádica de pumas (*Felis concolor*). Reptiles: Lagartijas (*Liolaemus* sp.).

Aves: Existe gran diversidad de aves, destacan los cernícalos (*Falco sparverius*), aguiluchos cordilleranos (*Buteo poecilochrous*), halcones peregrinos (*Falco peregrinus*), bandurrias de la Puna (*Theristicus branickii*), yanavicos (*Plegadis ridwadi*), huallatas (*Chloephaga melanoptera* Eyton), perdices de Puna (*Tinamotis pentlandii*), pollas de agua (*Gallinula chloropus pauxila*), gallineta negra (*Laterallus tucosus*), flamenco o parihuana (*Phoenicopterus chilensis*), lique-lique (*Vanellus resplendens*), y la gaviota andina (*Larus serranus*). y especies de patos, tales como el pato sutro (*Anas flavirostris*), pato jerga (*Anas georgica*), pato puna (*Anas puna*), pato rana (*Oxyura jamaicensis*) y el zambullidor de Junín (*Podiceps taczanowskii*).

Peces: De laguna tales como bagres (*Pygidium taczanowskii*) y challhuas (*Orestias*).

4.9. RECURSOS NATURALES

Dentro de nuestra área de trabajo se cuenta con un recurso vital primario y renovable, como es el agua ya que se toma directamente de las Lagunas: Llacsacochoa, Naticocha y Huaroncocha; la cual nos sirve tanto para las actividades mineras como para el consumo doméstico.

Desde el punto de vista de los recursos naturales no renovables, tenemos la actividad minera, localizándose dentro del cuadrángulo de Ondores las minas de Huarón, Animón, Islay, las cuales son productoras de plomo, plata y zinc.

4.10. GEOLOGÍA REGIONAL

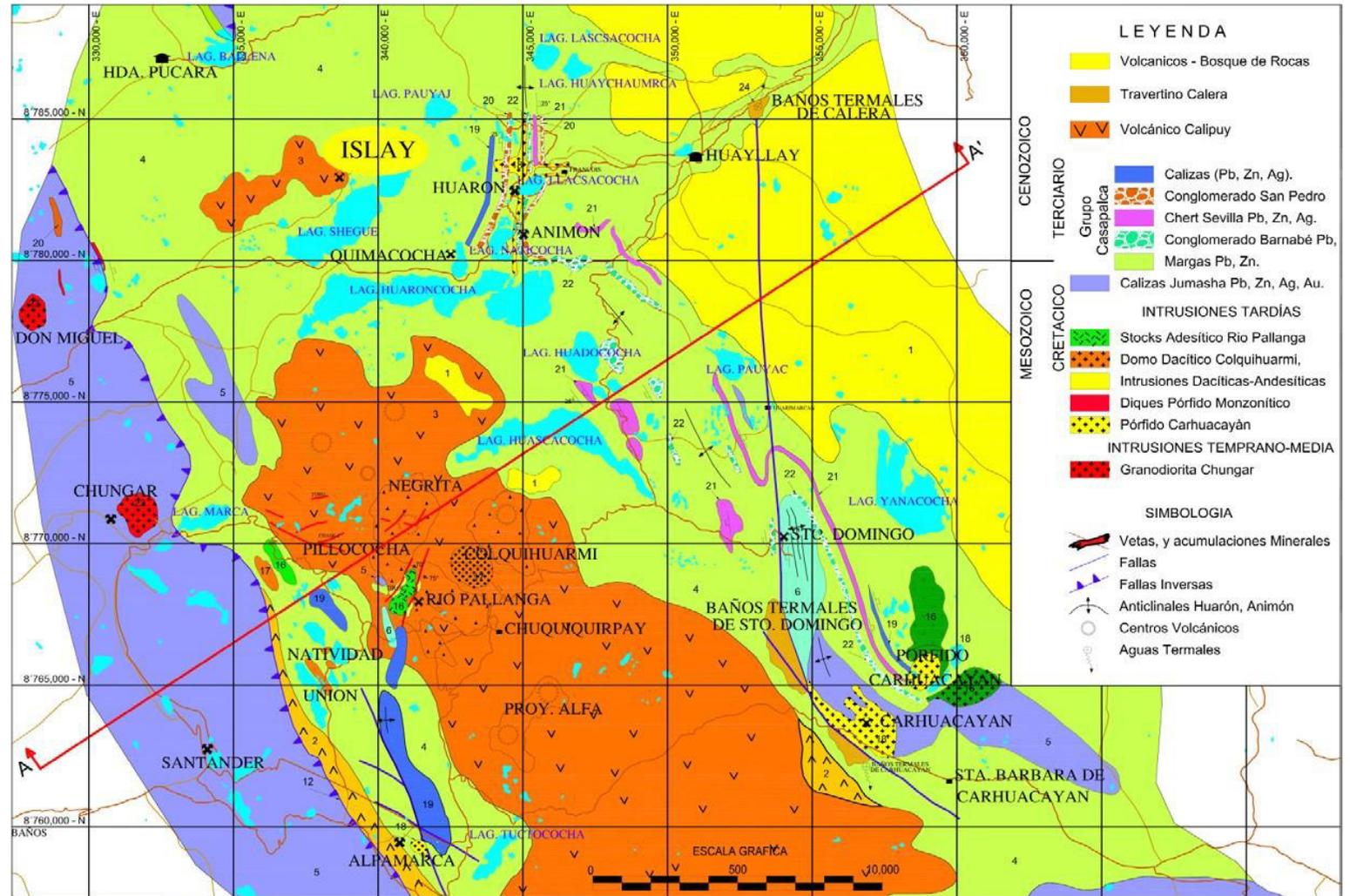
4.10.1. GENERALIDADES

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al Cretáceo Superior al Terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al Cretáceo Superior-Terciario Inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al Plioceno.

Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas.



LEYENDA

CENOZOICO

TERCIARIO

Grupo Casapalca

- Calizas (Pb, Zn, Ag).
- Conglomerado San Pedro
- Chert Sevilla Pb, Zn, Ag.
- Conglomerado Barnabé Pb, Zn, Ag.
- Margas Pb, Zn.

MESOZOICO

CRETACICO

INTRUSIONES TARDÍAS

- Stocks Adesítico Rio Pallanga
- Domo Dacítico Colquihuarmi.
- Intrusiones Dacíticas-Andesíticas
- Diques Pórfido Monzonítico
- Pórfido Carhuacayán

INTRUSIONES TEMPRANO-MEDIA

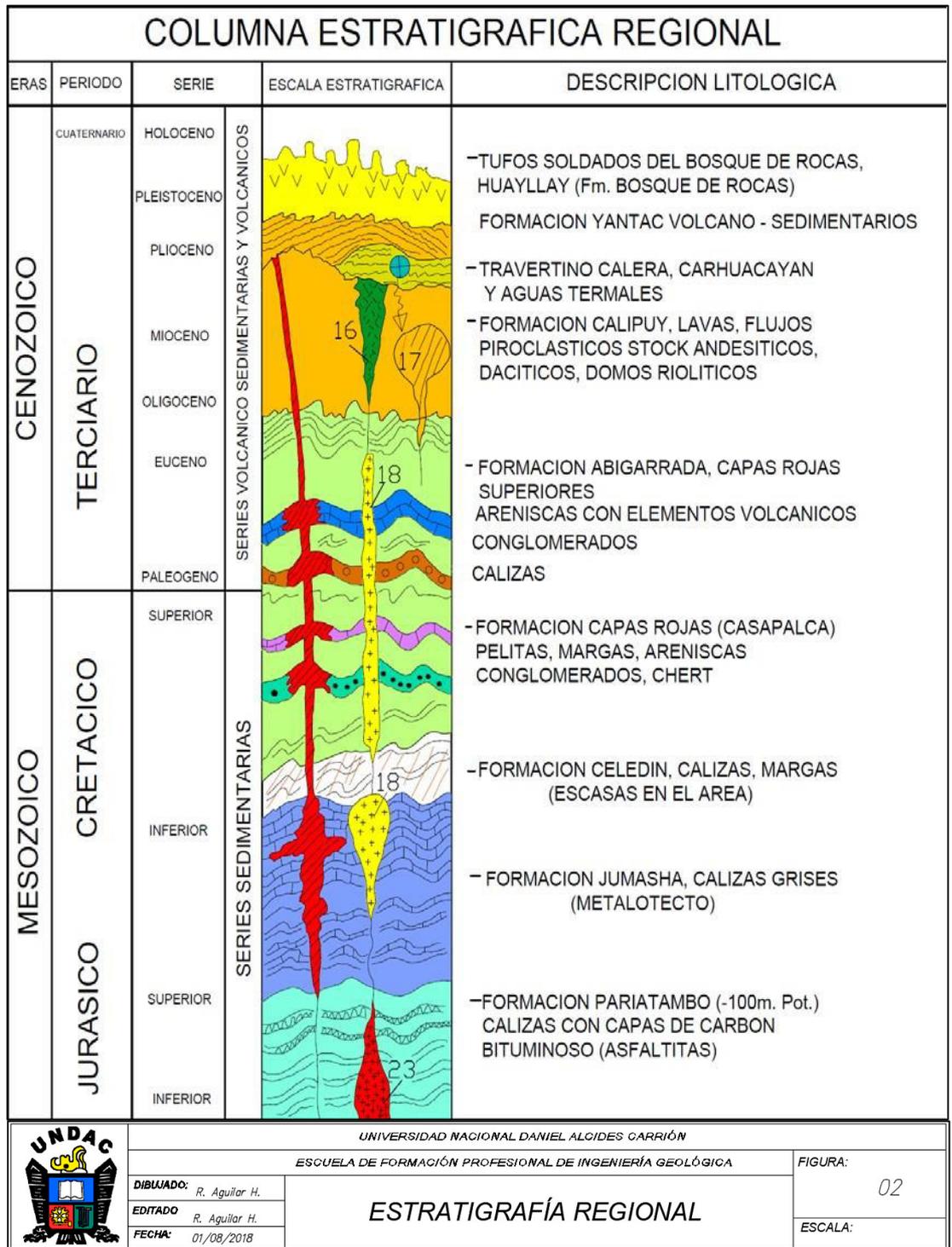
- Granodiorita Chungar

SIMBOLOGIA

- Vetas, y acumulaciones Minerales
- Fallas
- Fallas Inversas
- Anticlinales Huarón, Animón
- Centros Volcánicos
- Aguas Termales

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN		PLANO:
	ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA		03
	GEOLÓGIA REGIONAL		ESCALA:
			1/100000
DIBUJADO: R. Aguilar H. EDITADO: R. Aguilar H. FECHA: 01/08/2018			

Mapa IV.3: Plano Geológico Regional (Ref. Ing. D. Ríos 2008)



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN		FIGURA: 02 ESCALA:	
	ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA			
	DIBUJADO: R. Aguilar H. EDITADO: R. Aguilar H. FECHA: 01/08/2018	ESTRATIGRAFÍA REGIONAL		

Figura IV.2: Columna Estratigráfica Regional

4.10.2. ESTRATIGRAFÍA

Formación Pariatambo (Ki-pt)

Esta formación está constituida de calizas y margas bituminosas de color negro con intercalaciones de calizas gris oscuras tabulares que tienden a romperse a manera de lajas.

Aflora en el borde oriental de la Cordillera La Viuda y el Nevado Alcaz, con cierto paralelismo a las calizas Jumasha. Sobreyace e infrayace concordantemente a las formaciones Chúlec y Jumasha, respectivamente, contrastando por su color oscuro y bituminoso.

Su nombre proviene del paraje de Pariatambo (La Oroya), en el departamento de Junín.

Edad y Correlación

En esta unidad se presentan abundantes fósiles, que en su mayoría son Amonites (BENAVIDES V., 1956), sin embargo, en el área de estudio no se ha reportado ningún fósil. En base a la posición estratigráfica y reporte de fósiles en otros lugares se le ubica en el Albiano medio a tardío, presenta amplia distribución en la región andina central y septentrional.

Formación Jumasha (Ks-ju)

Inicialmente fue descrita por Mc LAUGHLIN, D. (1925) en el caserío de Jumasha, y en la laguna Punrún (hoja de Oyón).

Esta formación consiste de calizas gris a gris parduzcas masivas, en bancos medios a gruesos, muy resistentes a la erosión. Morfológicamente, presenta picos agrestes, escarpados y conspicuos.

Sus mejores afloramientos se encuentran en la hoja de Ondores con un espesor aproximado de 400m, ocupando las altas cumbres como las Cordilleras Puagjanca y La Viuda, así como los Nevados Alcay, Lashual.

Edad y Correlación

No se ha reportado fósiles en el área estudiada, pero por su posición concordante sobre la Formación Pariatambo y debajo de la Formación Celendín, se le asigna una edad de Albiano superior-Turoniano.

Formación Celendín (Ks-ce)

En el cuadrángulo de Ondores próximo a la Cordillera de Puagjanca, se ha determinado un delgado afloramiento, constituido por

margas grises a pardo amarillentas que intemperizan a color amarillo crema con delgadas intercalaciones de caliza gris en capas delgadas. Presenta morfología suave, ondulada y tiende a erosionarse rápidamente.

Esta unidad marca el fin de la sedimentación marina del Mesozoico, que presentó gran amplitud de desarrollo a lo largo de las facies de cuenca y plataforma que en la actualidad es ocupada por la Cordillera Occidental.

Suprayace en concordancia sobre la Formación Jumasha, infrayaciendo en discordancia a la Formación Casapalca, aunque en el área de estudio se encuentra en contacto fallado.

BENAVIDES, V. (1956) describió con este nombre en la localidad de Celendín Cajamarca, a una secuencia lutácea y calcárea del Cretáceo superior.

Edad y Correlación

En el área no se encontraron fósiles diagnósticos, sin embargo, presenta fauna variada y amonites (BENAVIDES, V., 1956; WILSON, J., 1963-1967). Asimismo, encontraron en la región Norte andina amonites típicos del Coniaciano y Santoniano.

Formación Casapalca-Capas Rojas (Kp-ca)

Esta unidad aflora extensamente sobre el geoanticlinal del Marañón con varios cientos de metros de potencia (Mc LAUGHLIN, D.H., 1924). Por lo general, la serie de capas rojas consiste íntegramente de sedimentos, constituida por lutitas, limolitas, areniscas de colores rojo ladrillo, hacia la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas e intrusivos, hacia el tope se observa predominancia de calizas blanquecinas con intercalaciones de areniscas conglomerádicas rojizas.

En la hoja de Ondores se observa cerca de la laguna de Chungar (Oeste de Huayllay) y en las vecindades de Ticlio se encuentra asociada a una andesita porfirítica a manera de sills o derrames (HARRISON, J., 1956).

Su potencia es variable de un lugar a otro, así en las vecindades de la laguna Marcapomacocha (Ondores) la serie presenta más de 1000 m., siendo más potente que en el valle de Corpacancha.

Edad y Correlación

Sobreyace aparentemente en concordancia sobre la Formación Celendín e infrayace en discordancia a los volcánicos del Grupo Calipuy y tufos Huayllay.

Por su relación estratigráfica y evidencia paleontológica se considera haberse depositado desde el Cretáceo hasta el Paleógeno temprano. Se correlaciona con la formación del mismo nombre del Perú central y con la Formación Chota descrita por BENAVIDES, V: (1956) en el Norte del Perú.

Formación Yantac (Pe-y)

Con este nombre se designa a una secuencia volcano-sedimentaria, inicialmente descrita por HARRISON, J. (1956), denominado como Serie Abigarrada.

Constituida por rocas clásticas y piroclásticas, variando a conglomerados, areniscas gris parduzcas, caliza arenosa, limolitas y

lutitas de colores abigarrados (verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo). Sus mejores afloramientos se observan hacia el lado sur occidental de Santa Bárbara de Carhuacayán (Ondores).

En la ruta de la mina Alpamarca a la mina Santander se observan capas estratificadas de sedimentos, areniscas, conglomerados, calizas con lavas andesíticas, basálticas, compactas de colores abigarrados que hacen muy característico su reconocimiento, sobrepasa los 150 m. de potencia; mientras al Oeste de la divisoria continental, cerca de la Cordillera La Viuda, la potencia es de unos 80 m y consiste de conglomerados con cantos de cuarcita, caliza arenosa y capas rojas arcillosas y guijarros. La potencia aumenta hacia el SE a lo largo de la Cordillera de Viuda.

Edad y Correlación

En los sedimentos de esta unidad no se ha encontrado fósiles. La posición estratigráfica es importante ya que sobreyace en discordancia sobre las capas rojas de la Formación Casapalca e infrayace en discordancia a la serie volcánica Paleógena, por lo que se asume una edad del Eoceno-Oligoceno.

Grupo Calipuy (PN-vca)

El Grupo Volcánico Calipuy descansa en discordancia sobre la Formación Casapalca; fue depositado después del período de plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca y que culminaron con una amplia superficie de erosión.

Los mejores afloramientos se ubican en el lado Occidental de la hoja de Ondores, constituidos por rocas piroclásticas gruesas, lavas ácidas e ignimbritas dacíticas, aunque entre la carretera de la Cordillera la Viuda a Canta la secuencia es extremadamente variada, consistiendo principalmente de lavas andesíticas púrpuras, piroclastos gruesos, tufos finamente estratificados, basaltos, riolitas y dacitas, todos los cuales presentan variaciones laterales bastante rápidas, y se puede definir que la parte superior del Calipuy es más ácida que la parte inferior y es particularmente rica en ignimbritas.

También es considerado como un metalotecto muy importante por albergar mineralización de tipo hidrotermal.

Edad y Correlación

Estratigráficamente, es conocido que los depósitos descansan sobre una superficie de erosión bien desarrollada como es la Formación Casapalca del Cretáceo superior y Paleógeno en notoria discordancia.

Con evidencia de dataciones radiométricas hechas por varios autores los cuales esclarecen el problema. FARRAR, E. y NOBLE, D. (1976) en dos muestras tomadas en la localidad de río Pallanga por el método K-Ar, obtienen edades que oscilan entre 14.58 ± 0.48 y 14.67 ± 0.48 M.A. Con estos datos, el Grupo Calipuy es del Mioceno.



Figura IV.3: Capas Rojas del Grupo Casapalca y Volcánico Calipuy

Formación Huayllay (Np-h)

Después de la última Fase Tectónica andina hubo una actividad volcánica con presencia de ignimbritas, rellenando las superficies de erosión bajo la forma de efusiones lávicas andesíticas intercaladas con piroclastos. Así, el afloramiento más notable se observa en los

alrededores de Huayllay, teniendo buena extensión hacia el cuadrángulo de Ondores (próximo a Santa Bárbara de Carhuacayán) y Cerro de Pasco (Hacienda Conoc), formando una extensa meseta alargada de dirección andina.

Morfológicamente es ondulada a agreste, presenta disyunción columnar bien desarrollada, la cual se “intemperizó” dando un paisaje fantástico que hace recordar a árboles nudosos y retorcidos conocido con el nombre de “Bosque de Piedras” formando más de 500 figuras caprichosas que en su mayoría son de animales, estos fueron formados por la acción del intemperismo.

Litológicamente, es un tufo porfirítico blanco friable que contiene vidrio, plagioclasa, cuarzo redondeado y hojas brillosas de biotita, estando presente clastos de pómez que no están aplanados; todos los cristales están frescos y tienen apariencia de brillo primitivo y se encuentran en posición subhorizontal rellenando paleo-relieves.

Edad y Correlación

En el Cerro Shayhua Cruz (próximo a Huayllay) se reporta una edad de 6.2 ± 0.2 (6.4) M.A. por el método K-Ar (WILSON, J. 1975). En base a estas edades se le ubican en el Plioceno.

Es equivalente a las formaciones Fortaleza y Yungay, con edades de 4.9 M.A. y 6.9 M.A. (WILSON, J., 1975) y aflora en el lado Noroccidental del área. Descansa sobre una superficie de erosión de topografía denominada como Superficie Puna

(Mc LAUGHLIN, D.H., 1924)

Modo de Depósito

Ningunas fuentes de alimentación para estas capas han sido localizadas con seguridad. Aunque hay una fuerte similitud litológica con los intrusivos de alto nivel, hay substancial diferencia de edad y parece que los dos pueden estar relacionados.



Figura IV.4: Bosque de Piedras Huayllay (Alpaca).

Depósitos Cuaternarios (Q)

Constituye todos los depósitos de cobertura, generalmente no consolidados y que tienen distribución irregular en el área de estudio. Estos materiales se han acumulado como resultado de procesos glaciares, aluviales, fluviales de fenómenos de geodinámica externa. Se ha diferenciado los siguientes depósitos:

Depósitos Morrénicos

Estos depósitos son producto de glaciación y se ubican sobre los 4000 m.s.n.m. a manera de lomadas con cresta morrénica bien definida, constituidos por bloques, gravas, arena y limo en matriz arenolimsa pobremente clasificados, a veces con leve pseudoestratificación y lentes como testigo de fusiones estacionales durante el período glacial.

En el fondo y laderas de los valles se depositaron morrenas, mientras muy a menudo se formaban lagos por fusión del hielo detrás de las morrenas terminales.

La ablación ocasiona valles en forma de "U", circos glaciares, aborregamientos, picos altos angulosos ocasionados por la acción del hielo durante la glaciación y en la actualidad.

Depósitos Fluvioglaciares

Es el material acarreado por medio fluvial (agua) y glaciar (hielo) que se deposita a manera de llanuras con característica de erosión fluvial producto del deshielo y que guarda relación con el proceso erosivo activado por el levantamiento andino y las diferentes etapas de glaciación.

Están constituidos por gravas, arenas, limos algo consolidados con cierta estratificación, clastos subredondeados a subangulosos y los fragmentos son de composición variable dependiendo del lugar de procedencia.



Figura IV.5: Depósitos Fluvioglaciares

Depósitos Bofedales

Comprende a materiales acarreados sobre una depresión o planicie constituida por arenas, limos y gravas, siendo característica

importante la acumulación de agua formando terrenos “fangosos” a “pantanosos”. Se observa principalmente en las márgenes del Lago Junín o Chinchaycocha siendo determinada como Reserva Nacional por el abundante desarrollo de peces, variedad de aves, etc. y especímenes de totora.



Figura IV.6: Depósitos Bofedales - Chinchaycocha

Depósitos Coluviales

Son aquellos depósitos que se encuentran al pie de las escarpas, laderas prominentes, como material de escombros constituidos por bloques de gravas, guijarros con clastos subangulosos a angulosos y matriz areno-limosa que no han sufrido transporte.



Figura IV.7: Depósitos coluviales

Depósitos Aluviales

Se ubican en las partes bajas del área de estudio, generalmente por debajo de los 4,100 m.s.n.m. Presenta capas de grava gruesa y fina con cierta clasificación y elementos redondeados a subredondeados, asociados en capas de arena, limo y en proporciones variables; buenos ejemplos se observan en ambas márgenes de los ríos: Huallaga (Ambo), San Juan (Cerro de Pasco) y Mantaro (Ondores). Estos depósitos forman típicos “conos aluviales” de variada amplitud, ubicándose en el lado oriental del Lago Junín o Chinchaycocha y que a la vez ha servido para el desarrollo de centros poblados y terrenos de cultivo.

4.10.3. ROCAS INTRUSIVAS

Los intrusivos que afloran en el área de estudio corresponden a cuerpos emplazados en forma de rocas plutónicas e hipabisales localizados en diferentes épocas.

En la zona alta de la Cordillera Occidental y alrededores de Cerro de Pasco se presentan grupos de intrusivos menores de características hipabisal relacionados a yacimientos hidrotermales que se distribuyen irregularmente a lo largo de la Cordillera Occidental y Oriental, denominados como stocks de alto nivel.

Stock e Intrusivos de Alto Nivel

Se encuentran limitados entre la Cordillera Occidental y la Oriental; son de tamaño generalmente de 4 km², pero raramente pueden alcanzar 10 km², son completamente diferentes en orden de magnitud con respecto del batolito de Huánuco y al macizo de San Rafael; están distribuidos sobre áreas muy grandes intruyendo a rocas generalmente del Paleógeno, tenemos Carhuacayan, Rio Pallanga y Colquihuarmi.

Huarón

A 7 km al Oeste de Huayllay aflora un stock alargado de monzonita cuarcífera a pórfido de cuarzo, cortado por un enjambre de seis diques y emplazado en la Formación Casapalca y volcánicos del

Grupo Calipuy. Intrusivo que es el causante de la mineralización Cu, Pb, Zn, Ag en la mina Huarón.

4.10.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El dominio estructural está definido por el anticlinal Animón - Huarón, con eje de rumbo N 30° W (orientación andina). En el flanco occidental los estratos presentan buzamiento en promedio entre 30° a 40° al NW, la estructura tiene una longitud de 5Km.

Próximo al tajo Quimacocha (500m al NE de la Laguna Quimacocha, se ha podido reconocer una falla (relacionada a la mineralización) de rumbo N 70° W, y buzamiento 80°-85° SW, presenta un lineamiento continuo hasta la mina Islay (hacia el Oeste) y al lado Este de la Laguna Naticocha. La Veta Principal de la mina Animón es una falla importante, tiene un rumbo promedio de N 75° - 80° W, y buzamiento de 80° – 85° NE. Las vetas tensionales asociadas a la Veta Principal de Animón, estarían comprendidas dentro de un sistema de abertura de dilatación extensional, con una orientación NE y los fallamientos de orientación EW están relacionados a las estructuras principales. Finalmente existen fracturas de orientación antiandina asociadas a la tectónica compresiva regional que afecto el área Animón - Islay.

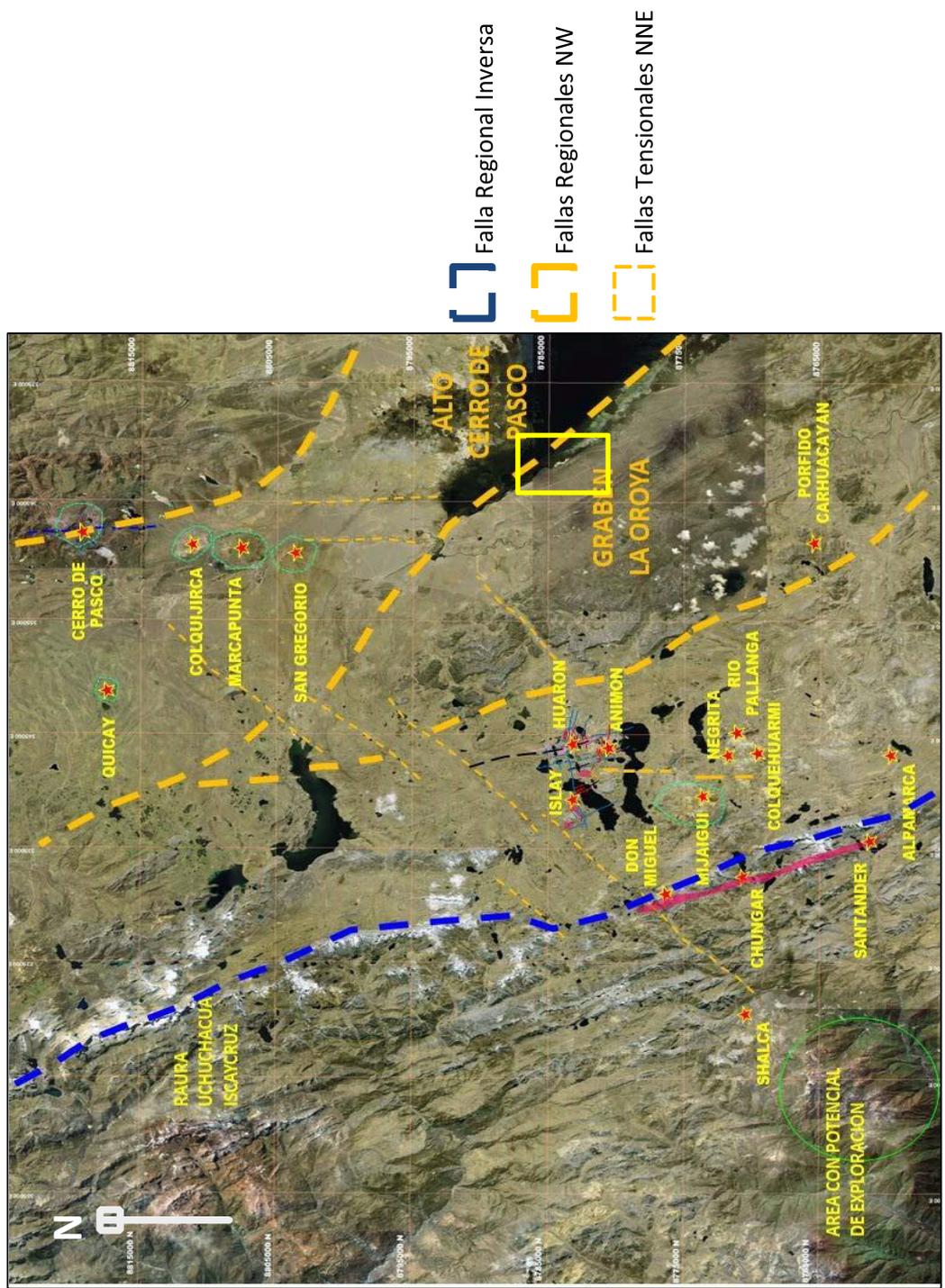


Figura IV.8: Estructuras Regionales Yacimientos Principales.

PLEGAMIENTO

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
- El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
- El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
- El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.
- Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal.



Figura IV.9: Anticlinal Animón – Huarón (Google Earth)

A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Animón-Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a $N65^{\circ}E$ fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la

acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

FRACTURAMIENTO

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas pre-minerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S.

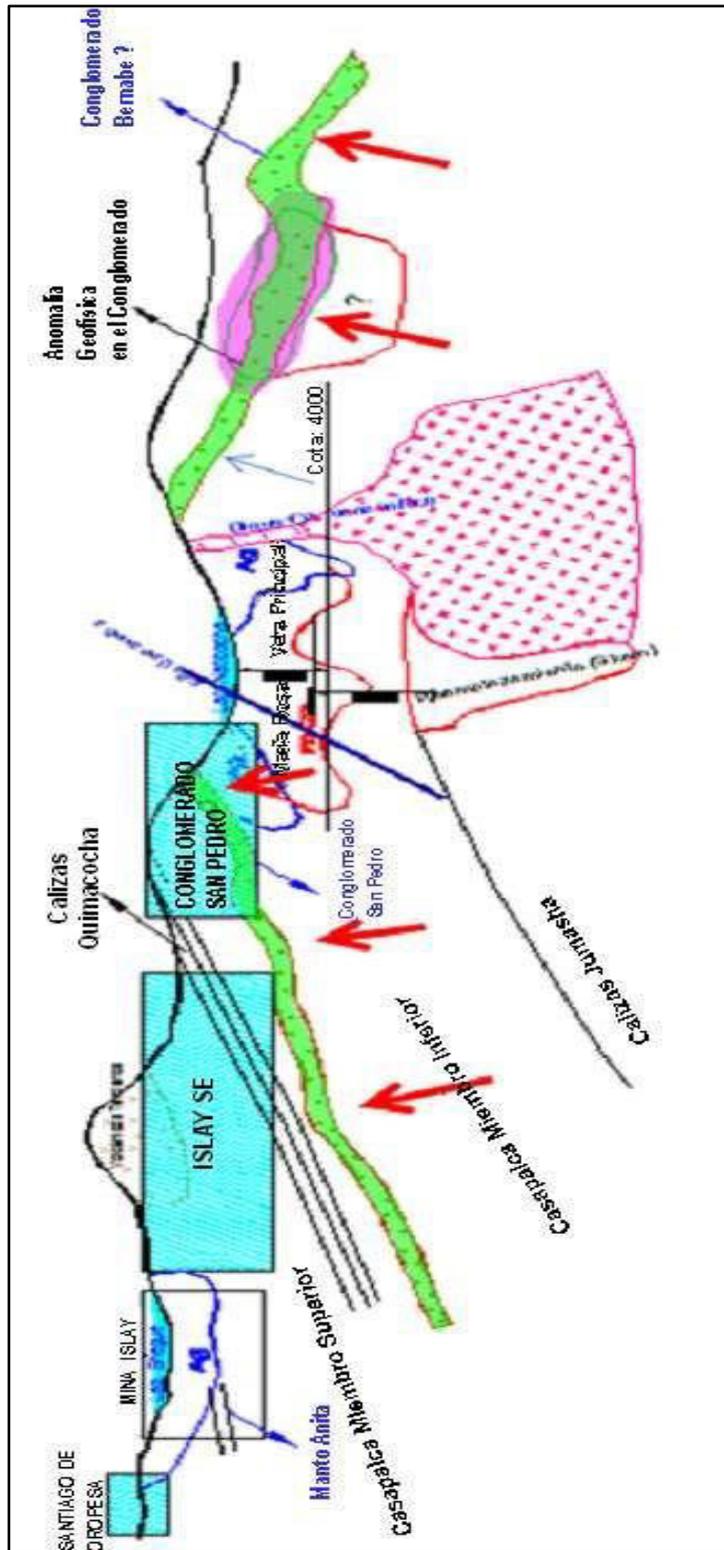


Figura IV.10: Esquema estructural general.

4.11. GEOLOGÍA LOCAL

En las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca está ubicado el yacimiento Islay. El Grupo Casapalca presenta tres ciclos de sedimentación, motivo por el cual se considera Grupo a la Formación Casapalca.

El ciclo más antiguo es el más potente con 800m de grosor,

- El ciclo medio con una potencia de 500m
- El ciclo más joven tiene una potencia de 500m

Cada ciclo en la parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en la parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y la orientación indican que los materiales han venido del Este, (Cordillera Oriental de los Andes).

4.11.1. ESTRATIGRAFÍA

FORMACIÓN JUMASHA Cretácico Inferior – Superior

Esta Formación corresponde al Cretácico Superior, constituida por calizas y por dolomías grises claras y rosadas intercaladas con pequeños horizontes de carbón y presencia de fósiles (gasterópodos) mal preservados.

El afloramiento más típico de esta Formación se encuentra en el Centro Poblado de Canchacucho a 12Km al Este de Animón. En la parte Sur de este paquete sedimentario hay calizas de color gris con concreciones, lentes o bandas de chert paralelas a la estratificación, la base del afloramiento está expuesta y solo se conocen 100m de potencia. Esta Formación infrayace mediante una discordancia angular al Grupo Casapalca.

GRUPO CASAPALCA (CAPAS ROJAS) Cretácico Superior – Terciario Inferior

1) Formación Inferior

Está constituida por margas y areniscas, se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón, su grosor sobrepasa los 800 m.

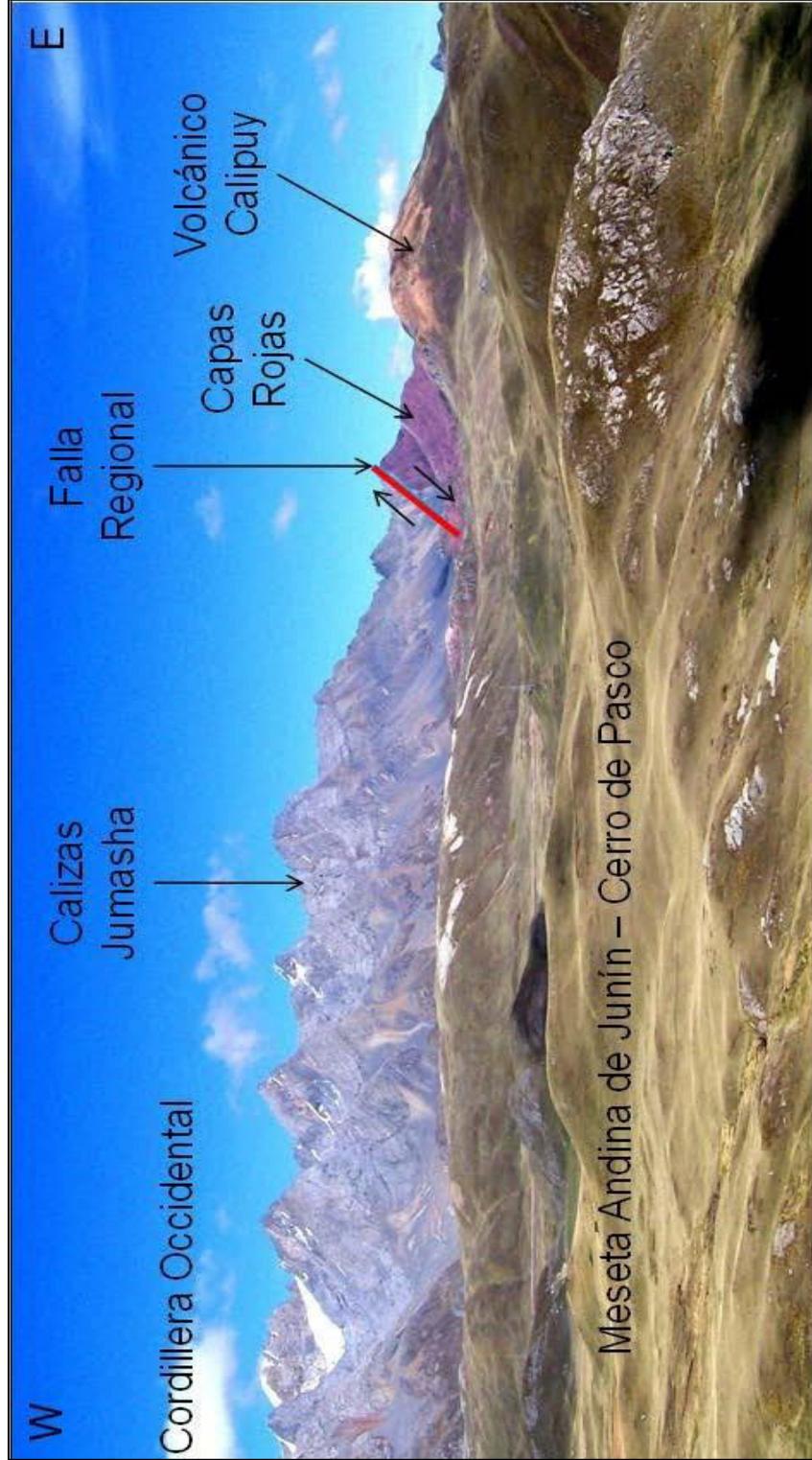


Figura IV.11: Falla Regional de sobre escurrimiento en línea roja; nótese las calizas del Jumasha (Mesozoico – Cretácico Inferior), las Capas Rojas (Cenozoico – Terciario Inferior) y el Volcánico Calipuy. Foto tomada mirando al norte.

2) **Formación Media**

Aflora en el flanco Este del anticlinal Animón–Huarón y es continuo por varios kilómetros con una potencia de 485m. Se distinguen los siguientes horizontes:

Horizonte Base. - Conformada por el **conglomerado Bernabé (Ver Figura IV.12)** que es un metalotecto importante de la región con un espesor de 40m y está constituido por clastos de cuarcita de 2-10cm de diámetro y matriz arenosa.

Horizonte Central. - Constituido por areniscas y margas rojas, tiene una potencia de 420m.

Horizonte Techo. - Este horizonte está compuesto por dos franjas de chert. Por ser un importante control litológico se le ha denominado **Chert de Sevilla** a la franja inferior (Ver Figura IV.13) y **Chert de Córdoba** a la franja superior. Córdoba es de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un espesor de 25m.

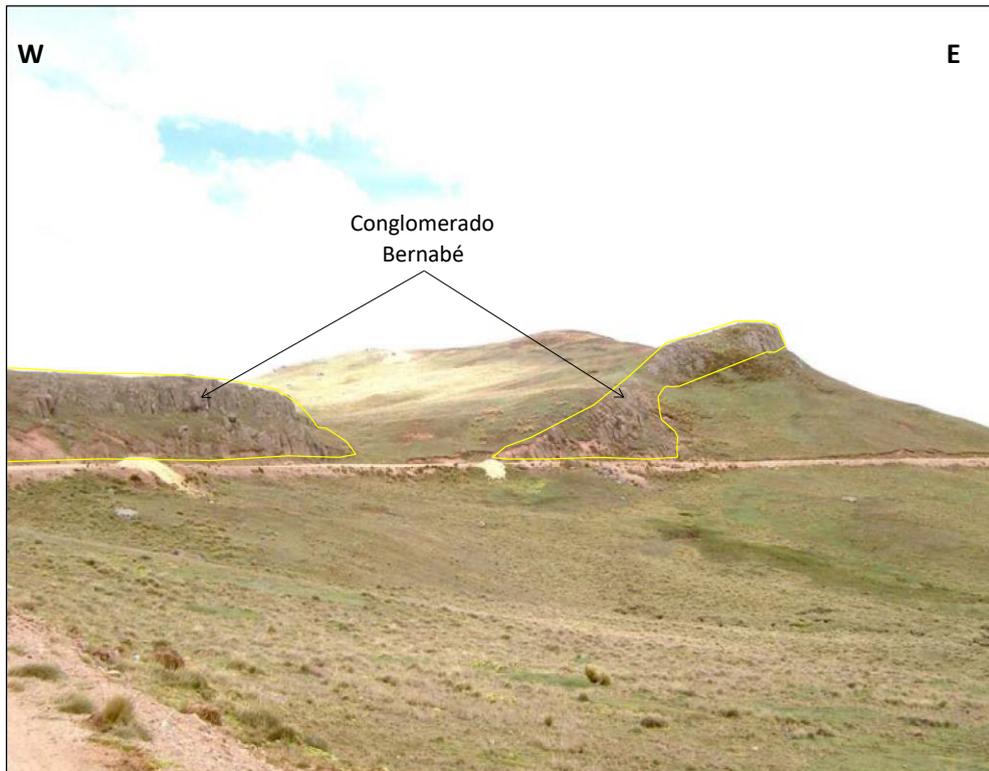


Figura IV.12: Las líneas de color amarillo delimitan el Conglomerado Bernabé (Horizonte Base - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte.

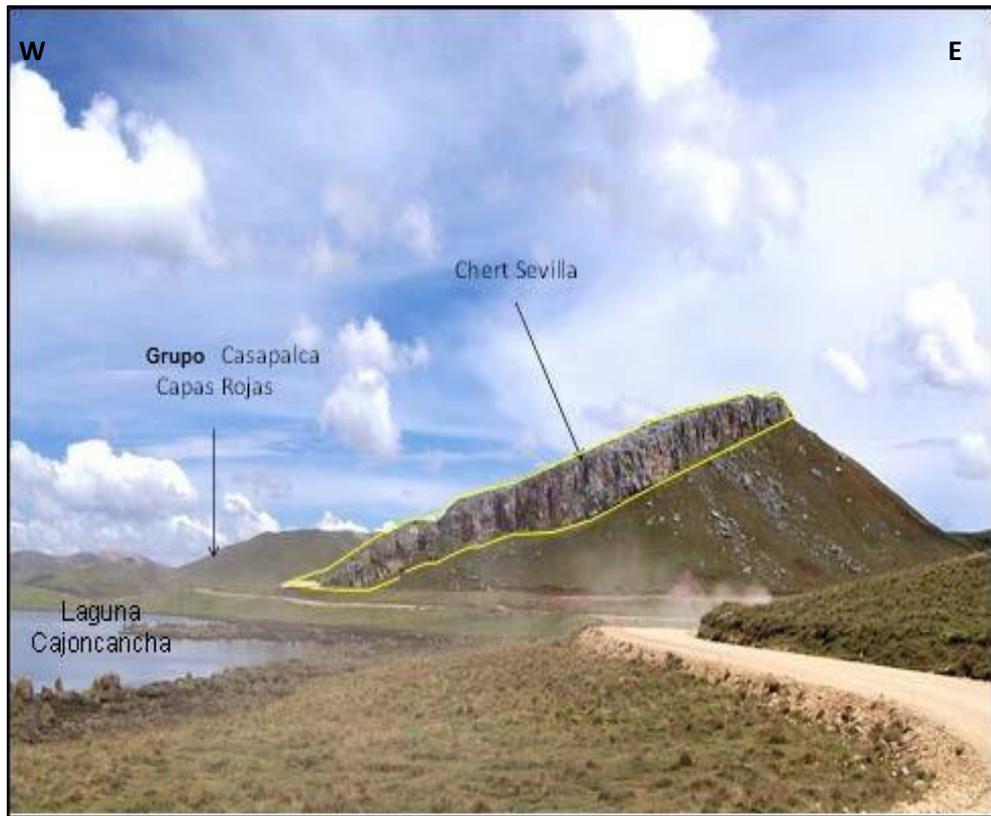


Figura IV.13: Las líneas de color amarillo delimitan el Chert de Sevilla (Horizonte Central - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte, flanco Oeste del Anticlinal Huarón – Animón.

3) *Formación Superior*

Formación principal debido a que se extiende la Veta Islay. Se divide en tres horizontes:

Horizonte Base. - En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un espesor de 80m, los sedimentos detríticos provienen de la erosión de la Formación Media; hay grandes bloques de chert redepositados, sigue una secuencia de margas

rojizas con delgados niveles de areniscas rojizas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un espesor de 300m.

Horizonte Central. - Se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es un metalotecto importante de la región conocido como “**Conglomerado San Pedro**” (Ver **Figura IV.14**), tiene clastos grandes de cuarcita y caliza. Los clastos son fácilmente reemplazados por sulfuros. Tiene un espesor de 20 a 50m. Los clastos de cuarcitas representan el 70%, las calizas, limolitas y areniscas el 30%, con matriz calcárea. Las margas que están encima del conglomerado son rojizas a gris verdosas, con algunos lechos de conglomerados polimícticos (clastos de cuarcita 65%, calizas, margas y areniscas 35%) con matriz calcárea. Hacia el tope se encuentran areniscas verdosas, margas pardas rojizas con esporádicos horizontes lenticulares de calizas.

Horizonte Techo (Quimacocha). - Tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomerádicas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30m y areniscas margosas.



Figura IV.14: El Conglomerado San Pedro (Horizonte Central - Formación Superior del Grupo Casapalca) sobreyace discordantemente sobre sedimentos conformados por areniscas y limolitas (Horizonte Base – Formación Superior del Grupo Casapalca). Vista Mirando hacia el Noreste.

Rocas Volcánicas

GRUPO CALIPUY Terciario Medio (Oligoceno- Mioceno)

En el sector Este del área existen afloramientos de derrames lávicos y piroclastos de naturaleza dacíticas y ríolíticas de color gris blanquecinos, presentan una pseudo estratificación. La pseudo estratificación se encuentra discordante a las rocas sedimentarias y carbonatadas de la Formación Casapalca extendiéndose más hacia el Oeste y la divisoria de aguas de Antajirca (cerca al prospecto Don Miguel).

VOLCÁNICOS HUAYLLAY - Terciario Superior (Plioceno)

Está compuesto por tufos grises, brechas y cenizas volcánicas de carácter ácido, riolitas y riodacitas, de grano grueso, de color gris marrón claro. Presenta estructura fluidal y hay presencia de cuarzos bipiramidales de 1 a 5mm y cristales de biotita.

En algunas zonas hay ignimbritas. En la zona de Huayllay, La Calera y Canchacucho, los volcánicos Huayllay cubren gran extensión de terreno (16Km de largo NS y 0.7Km de ancho EW), con formas caprichosas, producto del intemperismo y erosión, conjugados con sistemas de disyunción columnar. Suprayace a las Capas Rojas superiores en discordancia angular.

Cuaternario

DEPÓSITOS RECIENTES

Generalmente son depósitos fluvioglaciares como morrenas, turbales y conos de escombros que cubren las partes bajas.

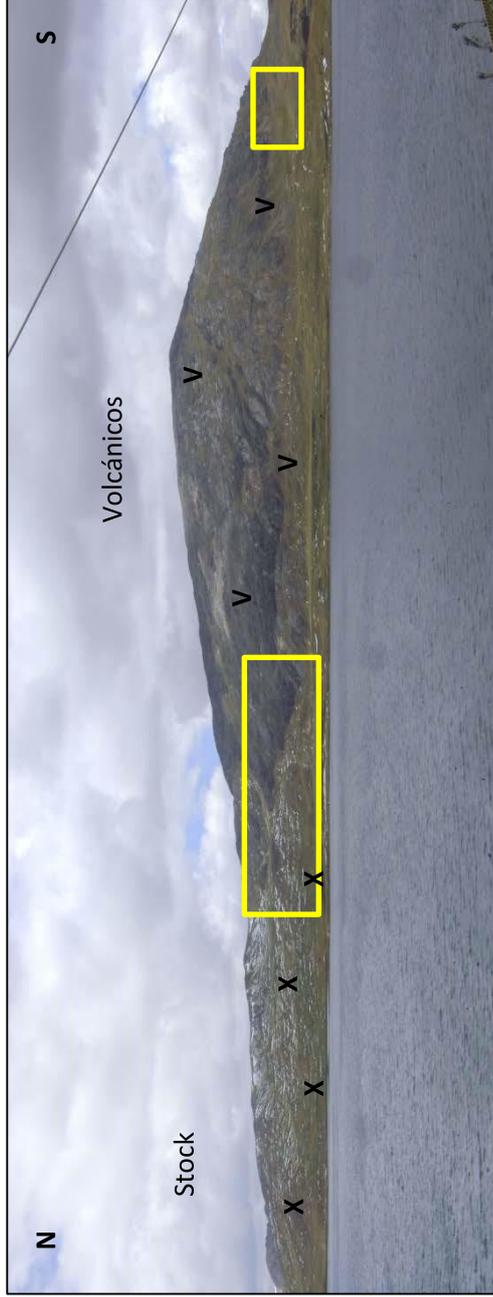


Figura IV.15: Las líneas de color amarillo delimitan las rocas del Volcánico Calpuy que suprayace al intrusivo de Composición cuarzo Monzonita. Foto mirando al Este de la Mina Islay.

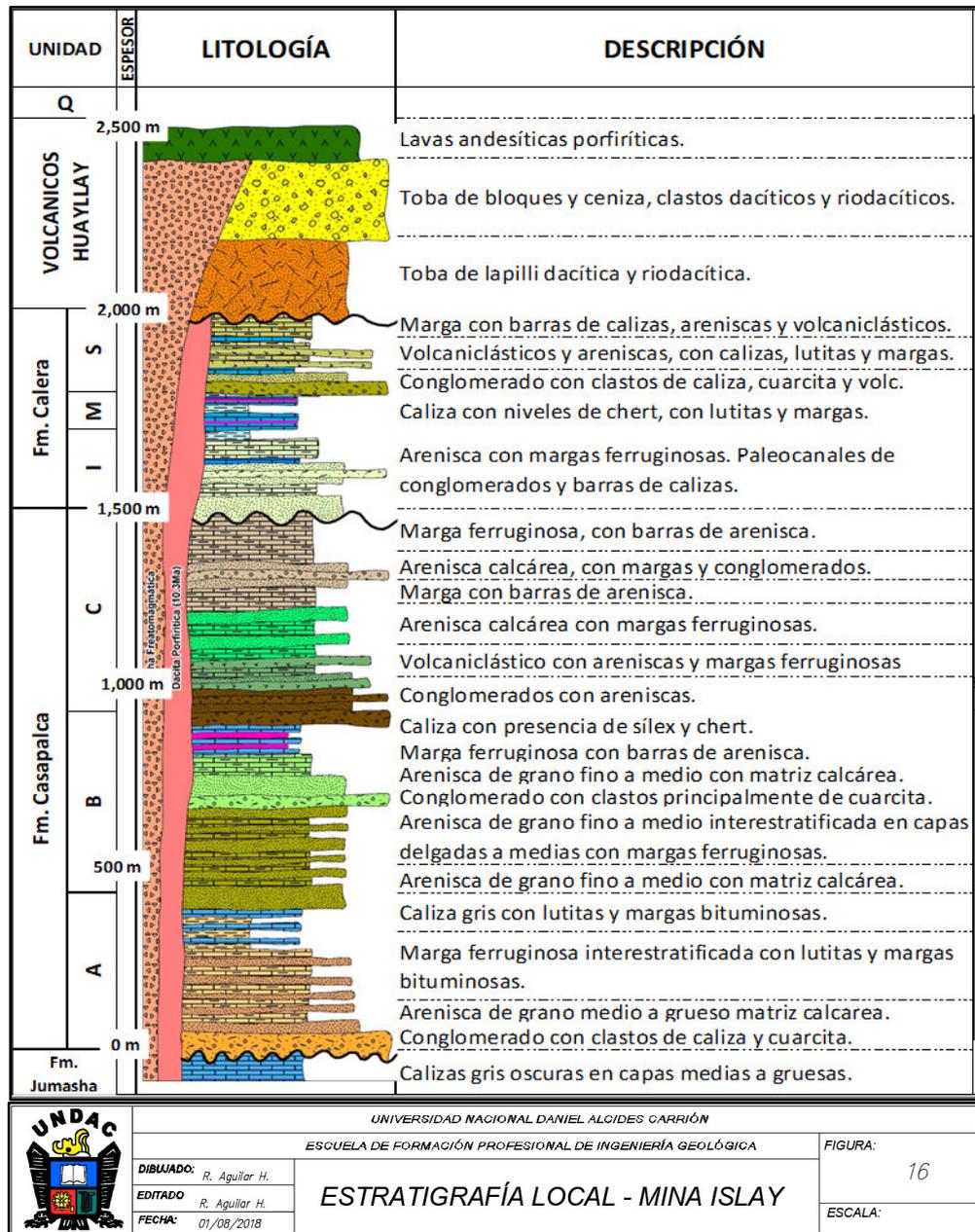


Figura IV.16: Columna Estratigráfica Local de la Mina Islay (Ref. Área de Geología-Chungar).

4.11.2. ROCAS INTRUSIVAS (OLIGOCENO)

Al Este de la propiedad aflora un Stock intrusivo de composición cuarzo monzonita, que corta a las rocas clásticas y carbonatadas del Grupo Casapalca. El afloramiento presenta una forma tabular con dirección paralela a la estratificación (N 10-20° W), este Stock no ha originado ningún tipo de alteración en el contacto con las margas, areniscas y conglomerados aflorantes en el sector.

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas en el anticlinal Animón – Huarón y la acción del rebote elástico, concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron diques axiales longitudinales y transversales.

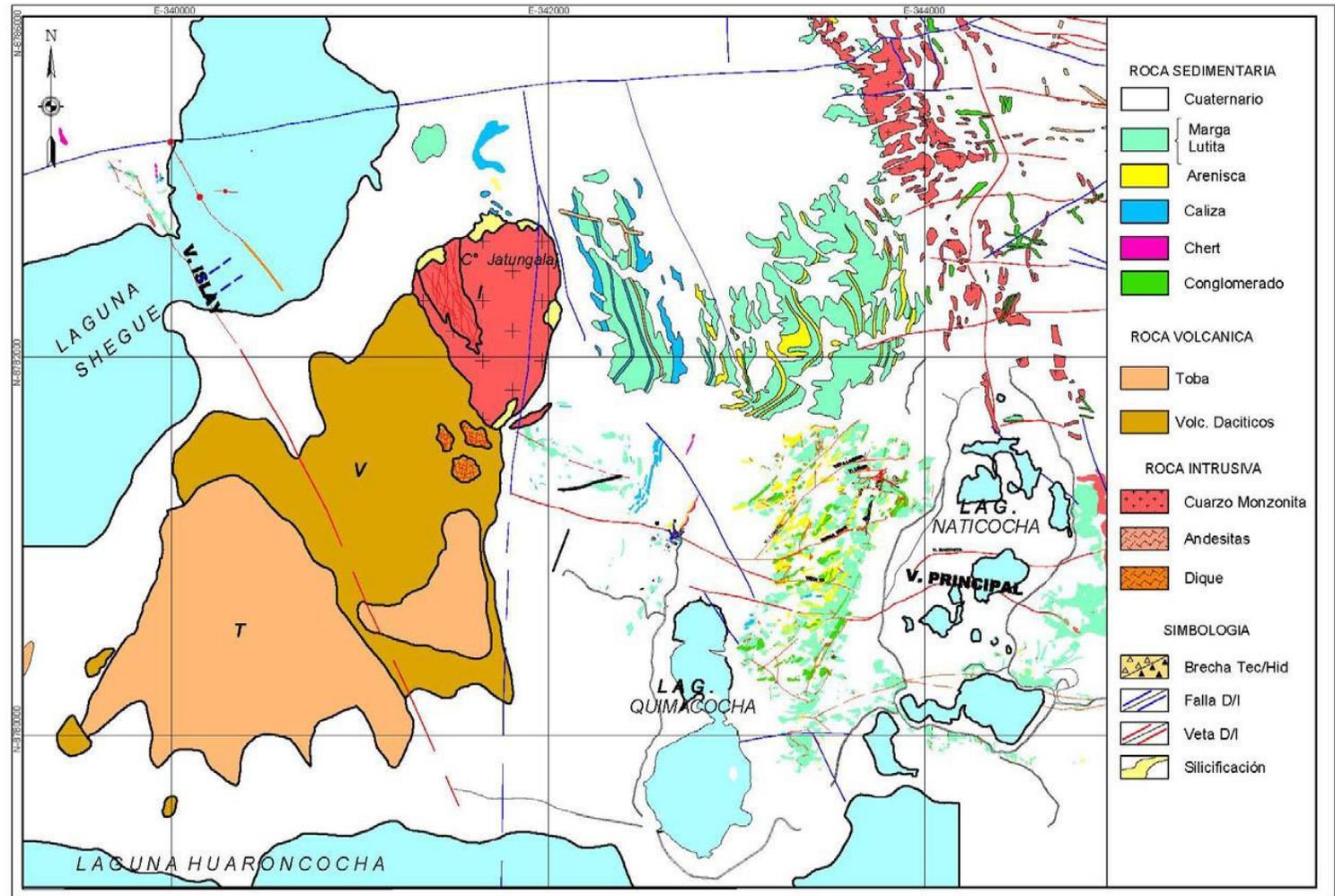
- Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan diques orientados en dirección E-W y N85°W distribuidos en una zona de 300m de ancho. Hacia el Este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400m de longitud.
- Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4km y se orienta al N25°W. Esta parte se adelgaza progresivamente

en su recorrido de 3 Km al norte y de 5 Km hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal Animón de doble hundimiento. El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350m, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85° - 88° W.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes.

La acción de las soluciones hidrotermales post intrusivas ha producido seritización, caolinización y fuerte piritización en los diques, por los cuales las texturas y la composición modal de los intrusivos son difíciles de visualizar.



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN		PLANO: 04
	ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA		
	DIBUJADO: R. Aguilar H. EDITADO: R. Aguilar H. FECHA: 01/08/2018	GEOLOGÍA DISTRITAL	

Mapa IV.4: Plano Geológico Distrital Islay (Ref. Área de Geología Chungar).

4.12. MINERALIZACIÓN

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales que se iniciaron en la parte central de la zona de trabajo, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de las fracturas a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita menos abundante.

La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales se reabrieron y ampliaron las fracturas existentes y se formaron nuevas fracturas adyacentes. También se produjo nueva actividad magmática, con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura.

El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena.

El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor

diámetro. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central del anticlinal Animón – Huarón, se elevara aún más, las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran, formando nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas, botroidales y una cristalización fina, que indica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos, se inicia con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita, galena y calcopirita.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

Geometría de los Cuerpos Mineralizados

La geometría de los depósitos del yacimiento de Islay está constituidos por estructuras vetiformes (vetas), mantos que siguen la geometría de la estratificación y afloramientos.

Estructuras Vetiformes (Vetas)

Las Vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Son más de 50 las Vetas que afloran en Animón - Islay-Huarón. Las vetas más importantes proyectadas y desarrolladas en Animón son 4, en Islay 3 y en Huarón 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde centimétricas en las Vetas de menor importancia como la Veta Nor-Este y con 300-1800m en las Vetas de mayor importancia como la Veta Principal. Estos depósitos afloran parcialmente, pero gracias a la información de perforación diamantina y desarrollo de galerías, se sabe que llegan a una profundidad de 550m en Huarón, en Animón hasta 330m y en Islay hasta 200m. La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8-10 metros.

Las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. Muy pocas Vetas han sido disturbadas por fallamientos post-mineral transversal o concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas (caolinización y silicificación) está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

La mineralización en Islay presenta un sistema de rumbo N30W buzamiento al SW, con relleno de cuarzo y carbonatos con texturas típicas de ambiente epitermal (i.e: bandeadas, ebullición) y mineralización de metales base

y plata (sulfosales). Las principales estructuras comprenden: V. Islay/Islay Piso, V. Lizeth y V. Sur.

La Veta Islay Piso es la más importante con 600m de largo y 250m de profundidad, buzamiento al Sur, rumbo NW-SE y potencias que llegan hasta 14m. La segunda en importancia es la Veta Islay con 250m de largo y sus dos ramales que se encuentran en el extremo NW.



Figura IV.17: Muestra de sondaje de Veta Sur, con presencia de galena, esfalerita, platas rojas, calcita y rodocrosita.

Mantos Mineralizados

Se postula que los esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Animón-Huarón han actuado de maneras diferentes de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento o movimientos distensivos hacia el Oeste ayudadas por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización.

Los Mantos siguen la geometría de la estratificación, a lo largo de horizontes de chert con fuerte reemplazamiento de sílice y diseminación de sulfuros. La intensidad de la mineralización está asociada a la presencia de venillas de carbonatos con sulfuros alimentadoras (feeders). Los mantos presentan un rumbo paralelo a las estructuras principales (i.e. V. Islay) de rumbo NW-SE, el buzamiento del flanco Este es de 20-30° al Este.

Manto Anita: Sfs Ag +/- Gn > Sph > Cpy

Manto Anita II: Sph = Gn > Sfs Ag

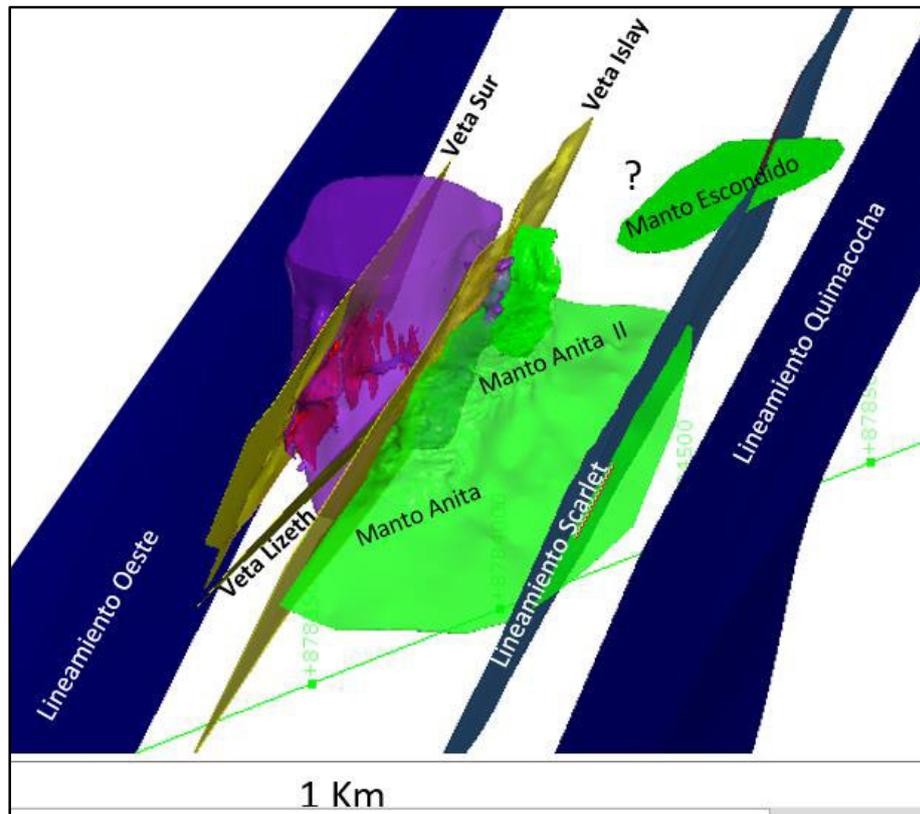


Figura IV.18: Principales estructuras de la Mina Islay.

Zoneamiento

En el distrito minero Animón-Huarón-Islay, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central o núcleo compuesto esencialmente de pirita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo o minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de pirita y de poca galena. En este ciclo se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito.

Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización, se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son esfalerita, galena en megacrystales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

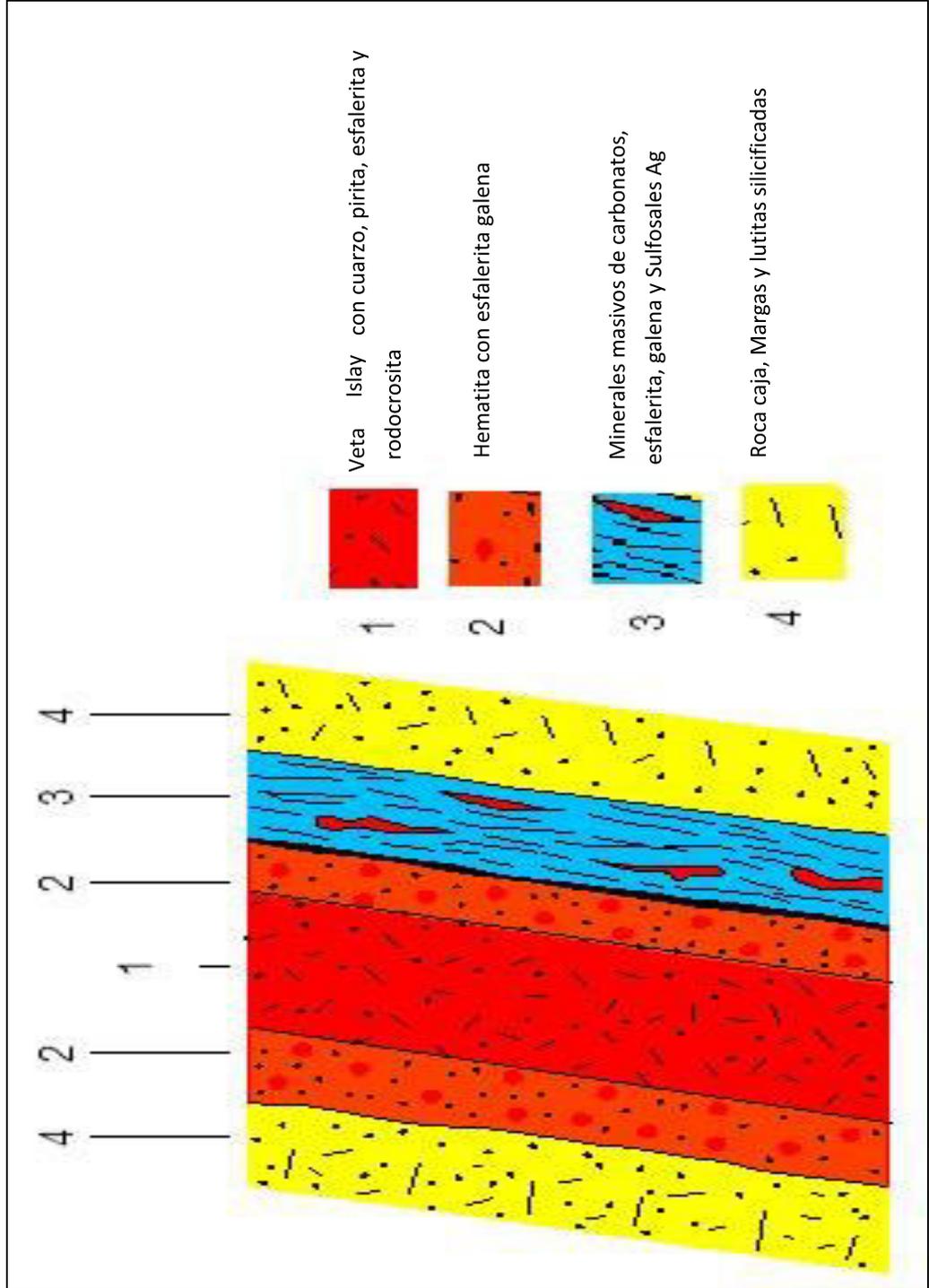


Figura IV.19: Comportamiento diferenciado del emplazamiento de los fluidos mineralizantes al atravesar distintos tipos de rocas (zonación mineralógica).



Figura IV.20: Muestra de la Veta Islay con rodocrosita, cuarzo, galena argentífera, esfalerita, pirita.

ALTERACIÓN HIDROTHERMAL

El primer ciclo de mineralización está asociado a una alteración zonada de las rocas: alteración sílice-potásica muy cerca de las Vetas y una alteración propilítica en la periferia. El segundo ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica y silicificación con epidotización. El tercer ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica avanzada a pervasiva. A continuación, se describe con detalle las alteraciones presentes en el Yacimiento.

Silicificación

Es una de las alteraciones más notorias y da mayor dureza a las margas. La silificación en los horizontes de chert es característica porque es favorable para la disseminación de sulfuros de mena.

Piritización

Determinada por la presencia de pirita disseminada en las rocas encajonantes, esta alteración es menor en rocas compactadas y duras como cuarcitas y mayor en margas, conglomerados y rocas monzoníticas.

Cloritización

Es una característica propia de las margas del Grupo Casapalca dándole una tonalidad verdosa.

Caolinización

Debido a la alteración de los feldespatos de la monzonita, se forma el caolín de color blanquecino.

Dolomitización

Es poco frecuente en la zona de estudio, donde ocurre un proceso de reemplazamiento de la calcita (CaCO_3) por dolomitas ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$), Cambiando la roca original de Marga o Caliza a Dolomías.

SECUENCIA PARAGENÉTICA

Los principales minerales de mena predominantes en el sector son esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita que son los minerales que aportan Zn, Pb, Cu, y Ag. Como ganga se presenta principalmente calcita, cuarzo, rodocrosita, baritina y algo de pirita.

La esfalerita es el mineral más abundante y ocurre en forma masiva e íntimamente asociada a la calcopirita de primera generación.

La alteración se circunscribe al contacto entre estructura y caja, en las que se pueden observar zonas de silicificación, argilización, cloritización y dolomitización, con presencia de venilleo de pirita-cuarzo en ciertos casos. La alteración alcanza una potencia promedio de 50cm al contacto con estructuras de potencias anchas definidas. Las alteraciones se hacen más potentes dentro de las ramificaciones de las vetas. En superficie, las alteraciones se restringen al afloramiento de estructuras. En el caso de Quimacocha, se observa una

moderada a fuerte dolomitización a manera de cuerpo, pero siempre relacionada a la existencia de fracturamiento.

Es importante mencionar que los óxidos de Mn y Fe presentes en las estructuras en superficie (valores altos de Manganeso), indican una relación directa entre intemperismo y las vetas.

EVENTOS DE MINERALIZACIÓN

La circulación de soluciones hidrotermales en diferentes épocas y posteriores a las respectivas reaperturas de cajas, formación de brechas y desarrollo de nuevas fracturas han originado 3 ciclos de precipitación mineral que se atribuyen esencialmente a la disminución en el contenido energético de las rocas ígneas de la zona de trabajo.

- **Primer Flujo Mineralizante**

Las soluciones hidrotermales primitivas que circulan por las primeras fracturas, que se encuentran en la parte central del distrito a temperaturas relativamente altas, depositaron en las fracturas originales cuarzo lechoso, pirita, enargita, tenantita, tetraedrita.

- **Segundo Flujo Mineralizante**

Las pulsaciones tectónicas adicionales permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas pre-existentes y formación de otras en forma adyacente, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección del segundo flujo mineralizante a temperatura relativamente media, con el siguiente orden: cuarzo lechoso, pirita, marmatita, probablemente el tiempo de precipitación fue más prolongado y de enfriamiento más lento, por lo que se observan cristales de grano grueso.

- **Tercer Flujo Mineralizante**

La reactivación tectónica en una época posterior, permitió que la parte central de la zona de trabajo, se debilitara aún más y las fracturas pre-existentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y se formaran nuevas fracturas. El brechamiento y permeabilidad de los minerales depositados permitió la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura, con la precipitación de carbonatos que se inicia con la siderita y evoluciones a dolomita, rodocrosita y calcita, además de baritina, esfalerita, tetraedrita, calcopirita y finalmente proustita.

Esfalerita rubia	████████████████████
Calcopirita	████████████████
Rodocrosita	██████████████
Calcita	██████████████

Tabla 4: Secuencia Paragenética de Mina Islay.

4.13. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJEOS

4.13.1. GENERALIDADES

Para evaluar la estabilidad geomecánica del dimensionamiento de Tajeos, se realizará el análisis mediante el Método Gráfico de Estabilidad de POTVIN donde se toma en cuenta los principales factores sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa:

- Los esfuerzos alrededor de la excavación
- El tamaño, forma y orientación de la excavación

Para determinar si el tajeo es:

- Estable sin sostenimiento
- Estable con sostenimiento
- Inestable aún con sostenimiento
- Dimensionar la longitud de tajeo óptima para evitar

desprendimientos de cajas.

4.13.2. MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Consiste en la determinación del Número de Estabilidad

Modificado " N' ", para que, por medio de ábacos especialmente desarrollados, se pueda hallar los radios hidráulicos (S) óptimos, y por ende la longitud estable del tajo.

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

4.13.3. DETERMINACIÓN DE Q', PARA EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300W al TJ-100E

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	70	6	1.5	2.0	8.75	64
VETA	60	6	2.0	6.0	3.33	55
CAJA PISO	65	6	1.5	2.0	8.13	63

RQD: Rock Quality Designation

Jn: Índice de Diaclasado

Jr: Índice de Rugosidad

Ja: Índice de Alteración de las Juntas

APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Numero de estabilidad "N"

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	8.75	0.94	0.22	5.46	9.89
VETA	3.33	0.56	0.35	5.46	3.60
CAJA PISO	8.13	0.94	0.25	4.80	9.17

Q' .Es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A Es el factor de esfuerzo en la roca

B Es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C Es el factor de ajuste gravitacional

Cálculo del Factor A

Para el Cálculo del Factor A se realiza mediante un cuadro donde implica el esfuerzo a la compresión del Macizo rocoso, el cual esta sometidos a esfuerzos inducidos.

Si nos ponemos en casos extremos diremos que se tiene una profundidad que va entre 350 metros, siendo este hacemos el cálculo de Esfuerzo vertical.

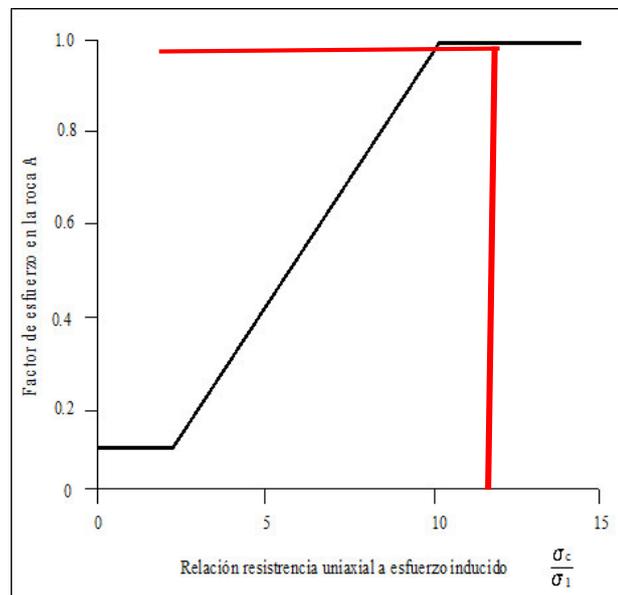
$$\sigma_v = 0.027 * 350$$

$$\sigma_v = 9.45 \text{Mpa}$$

Luego de hallar el esfuerzo vertical se determina según el Informe de Minado Subterráneo de la Mina Islay que indica que se debe de tomar el dato $K= 1.1$ esto tomado según el criterio de Sheorey (1994).

Haciendo los cálculos se determina que el $\sigma_h= 10.395$ Mpa siendo el esfuerzo principal en esta zona. Según el Cuadro --- Considerando para el cálculo de del **Factor A**

UBICACIÓN	σ_c - Mpa	δ_c/δ_i	A
CAJA TECHO	98	9.4	0.94
VETA	63	6.1	0.56
CAJA PISO	98	9.4	0.94



Mostramos la tabla del Factor A

Cálculo del Factor B

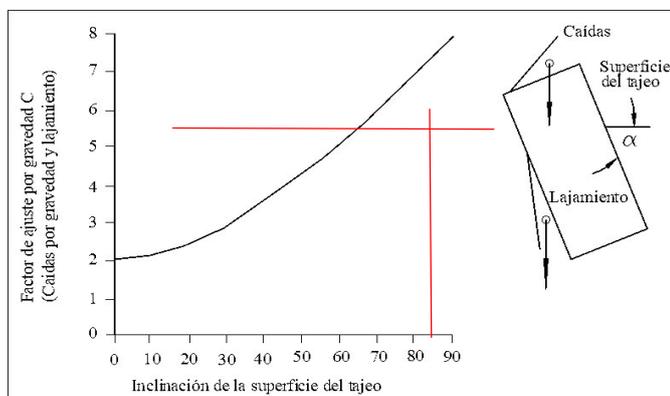
El valor B que es dependiente del ángulo que forman el rumbo de las fracturas principales con la dirección del eje principal del minado.

Longitud del tajeo (mts)	Diferencia en el rumbo °	Diferencia en el buzamiento	Factor B
Caja Techo	5.00	0.00	0.22
Veta	6.00	5.00	0.35
Caja piso	5.00	5.00	0.25

Cálculo del Factor C

Con respecto a la corrección por inclinación de la caja techo (parámetro C), para el minado Longitudinal que presenta la caja techo de 70°, su valor es 5.6

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	α (Inclinación de la superficie del tajeo)	β (Inclinación de la junta crítica)	Factor C
Caídas por gravedad o Lajamiento	caja techo del tajeo	69.00	-	5.4600
	Veta	69.00	-	5.4600
Deslizamiento	Caja piso	-	62	4.8000



DIMENSIONAMIENTO PARA ENTRAR A LA ZONA QUE GARANTIZA LA ESTABILIDAD DE LAS CAJAS			
		RADIO HIDRAULICO (S)	
UBICACIÓN	N'	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICIÓN SIN SOSTENIMIENTO
CAJA TECHO	9.89	5.79	8.27
VETA	3.60	3.96	6.15
CAJA PISO	9.17	5.63	8.08

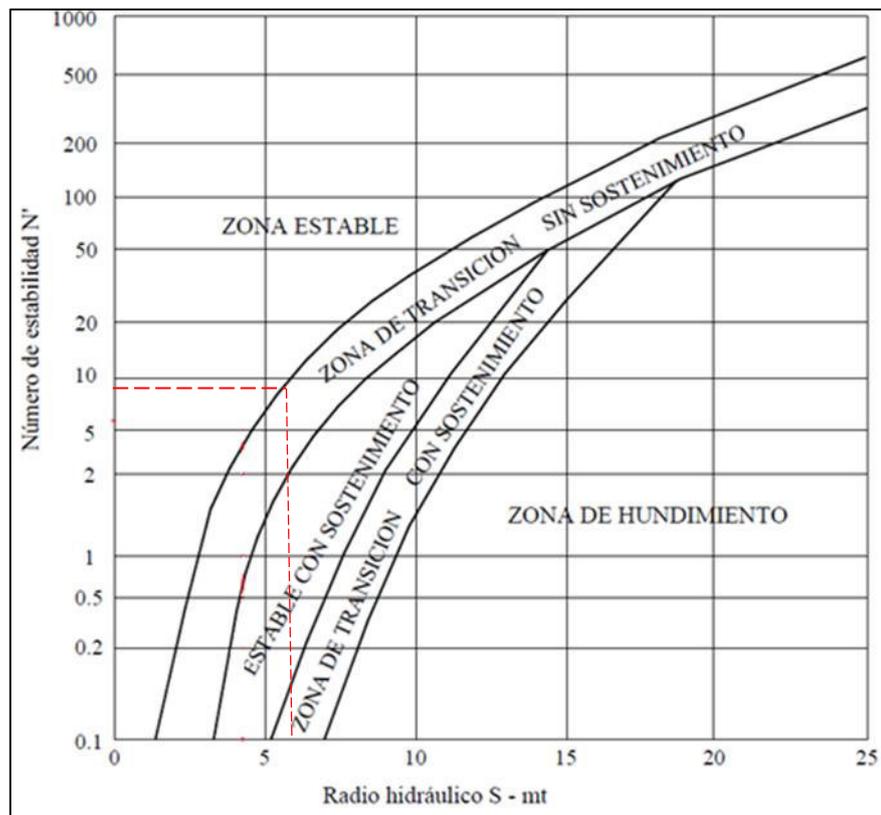
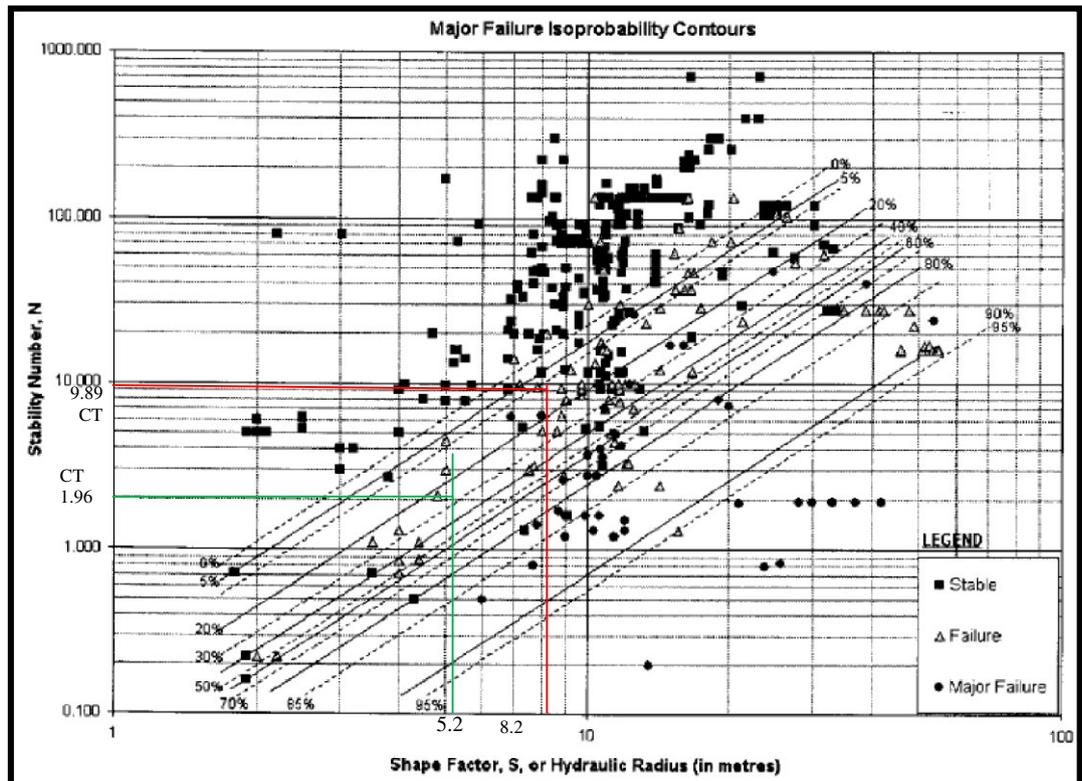


Gráfico de estabilidad según Potvin (1988), modificado por Nickson (1922)

DIMENSIONANDO LA ALTURA DEL TAJEO PARA 21.9 m

UBICACIÓN	ALTURA (m)	ZONA ESTABLE (m)	ZONA DE TRANSICIÓN SIN SOSTENIMIENTO (m)
VETA	21.9	12	28
CT	21.9	15	35
CP	21.9	13	30

4.13.4. PROBABILIDAD DE FALLA SEGÚN MATHEWS



- CAJA TECHO: Para Tajeos con altura total de 21.9 m y longitud 35 mts - con probabilidad de falla 10%. **Condición moderadamente estable.**

- CAJA TECHO: Para Tajeos con altura total de 21.9 m y longitud 20 mts - con probabilidad de falla 20-25%. **Condición moderadamente inestable.**

4.13.5. CONFIGURACIÓN GENERAL DE LA ESTABILIDAD DEL TAJEO:

CONDICIÓN GENERAL DE ESTABILIDAD CAJAS	PROBABILIDAD DE FALLA DE	OBSERVACIONES
Condición Estable	0%	Cajas estables
Condición Moderadamente estable	10%	Cajas con pequeño desmoronamientos por gravedad
Condición Moderadamente inestable	15 - 20%	Cajas con desmoronamientos por gravedad o por deslizamiento.
Condición Inestable	30%	cajas con posibles asentamientos en tramos
Mayor Condición Inestable	>40%	cajas con posibles asentamientos mayores

CONCLUSIONES

1. De acuerdo al análisis realizado mediante el MGE para EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300W al TJ-100E, se puede indicar que para los bancos a minar de 13.3m de altura con una longitud según la inclinación de 21.9 m de tajo, se estima una longitud horizontal (Span) de 13m parte estable, siendo este el LMA.
2. Si el tajo presenta aberturas mayores a estas dimensiones van a mostrar inestabilidad en el corto plazo.
3. En la Mina Islay los macizos rocosos y las rocas caja de las estructuras mineralizadas es incompetente, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, se presenta rocas que están en el rango de regular a bueno, donde existe el riesgo es la caída de rocas y derrumbes.
4. Luego de realizar la evaluación geomecánica de diseño, para el control y la estabilización de las cajas se recomienda una capa de 2" de concreto lanzado (Shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo utilizamos pernos compresión y fricción axial de 7 pies para mantener confinado el macizo rocoso.

5. La mina Islay se encuentra en el complejo metalogénico de Huarón, cuya área corresponde a un ambiente sedimentario, con depósitos de cobertura superficial por rocas volcánico – sedimentarios, la alteración regional es intensa, con diferentes grados de alteración hidrotermal.

6. La mineralización en Islay consiste en un relleno irregular de carbonatos emplazados en fallamiento de cizalla, la mineralización consiste de sulfuros base (Pb, Zn, Cu), y Platas Rojas.

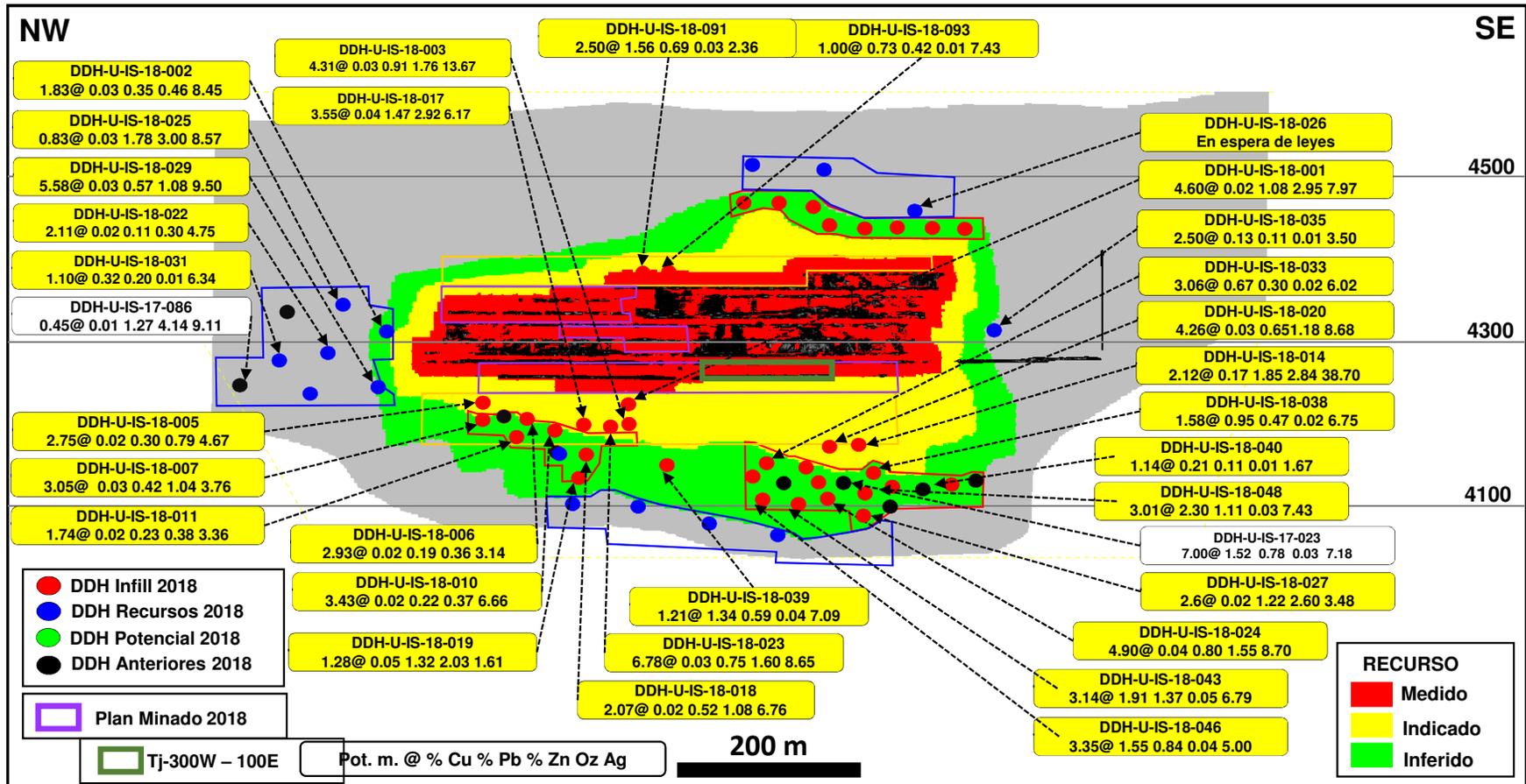
RECOMENDACIONES

1. Se recomienda diseñar el tipo de sostenimiento de acuerdo al tipo de litología y a los parámetros de geomecánica.
2. Se recomienda que en la zona de transición debe ingresar equipo con control remoto para la limpieza y posibles desprendimientos de la caja techo.
3. Se debe cumplir con el relleno detrítico oportunamente siguiendo el ciclo de minado que exige el método y así evitar la caída de rocas por relajamiento debido al tiempo de abertura, minimizando los riesgos a equipos u otro evento no deseado.
4. Se debe dejar 2.5m de pilar a los 35m y 20m según los cálculos, luego de cada tramo explotado.
5. Debe realizarse la voladura controlada para evitar los daños a las cajas, principalmente de la caja techo.

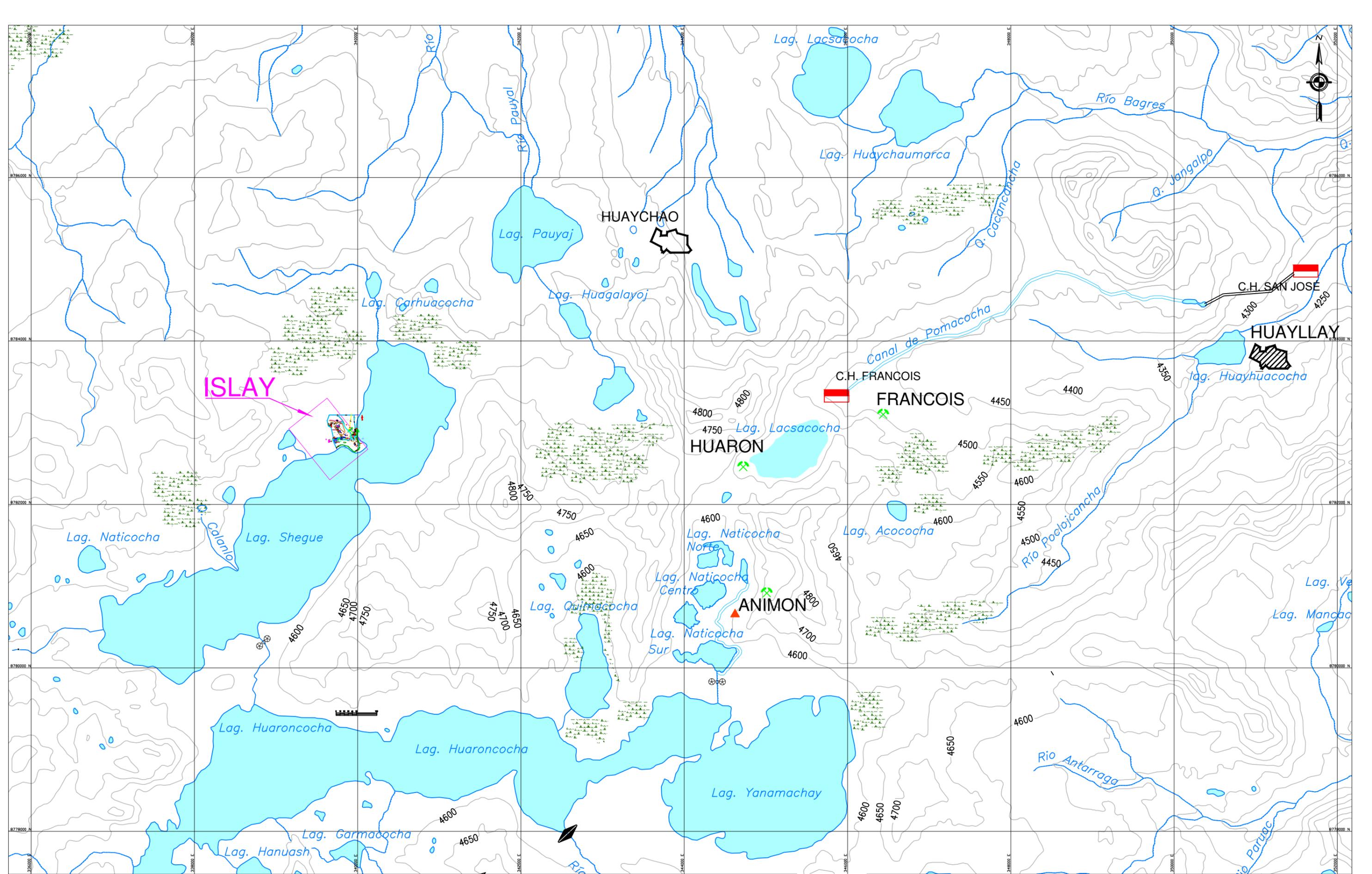
BIBLIOGRAFIA

1. D.F. Coates, Mecánica de Rocas. Dpto. de Minas de Canadá, Toronto, 1974
2. Hoek E. And Brown, ET. "EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN ROCA" México, 1980.
3. E. Hoek y E.T. Brown, Underground Excavations in Rock. The Institution of Mining and Metallurgy, Londres 1985
4. E. Hoek, Rock Engineering Course Notes, Rocscience Edt. 2000
5. David Córdova Rojas, "MANUAL MECANICA DE ROCAS", Universidad Nacional de Ingeniería - UNI, Lima, Perú – 2004.

ANEXOS



- Sección longitudinal de Recursos - Veta Sur, mostrando resultados y el pan de perforación diamantina 2018.



ISLAY

HUAYCHAO

HUAYLLAY

FRANCOIS

ANIMON

Lag. Pauyaj

Lag. Huaychaumarca

Lag. Carhuacocho

Lag. Huagalayoj

HUARON

Lag. Lacsacocho

Lag. Naticocha

Lag. Shegue

Lag. Naticocha Norte

Lag. Acococho

Lag. Quimacocho

Lag. Naticocha Centro

Lag. Naticocha Sur

Lag. Huaroncocha

Lag. Huaroncocha

Lag. Yanamachay

Lag. Hanuash

Lag. Garmacocho

Lag. Lacsacocho

Rio Bagres

Q. Jangalpe

Canal de Pomacocho

Rio Poelajcancha

Rio Antarraga

C.H. SAN JOSÉ

C.H. FRANCOIS



SIMBOLOGÍA

	Base topográfica		Central Hidroeléctrica
	Área de bofedales		Presia Huaroncocha
	Ríos / quebradas		Unidad Operativa Minera
	Canal Transvase		Centro Poblado
	Lagos y Lagunas		UNIDAD OPERATIVA



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN		PLANO: 01
DIBUJADO: R. Aguilar H.	PLANO HIDROLÓGICO MINA ISLAY	COORD: PSAD 56 - ZONA 18
EDITADO: R. Aguilar H.		
FECHA: 01/08/2018		
ESCALA: 1/40,000	DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA	