

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL**

**SECCION DE POSGRADO**



**ESTABILIDAD DE TALUDES DEL PLAN DE MINADO PARA LA VIDA DE MINA  
(VDM) 2011**

**TAJO ABIERTO PIERINA**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL GRADO DE MAESTRO EN CIENCIAS CON MENCIÓN EN  
INGENIERÍA GEOTECNICA**

**ELABORADO POR:**

**WILL HONORATO CALLUPE ARZAPALO**

**ASESOR**

**M. Sc. VICTOR EDUARDO MEDINA ROJAS**

**Lima – Perú  
2011**

ESTABILIDAD DE TALUDES DEL PLAN DE MINADO PARA LA VIDA DE MINA  
(VDM) 2011

TAJO ABIERTO PIERINA

Ing. Will Honorato CALLUPE ARZAPALO

Presentado a la Sección de Posgrado de la Facultad de Ingeniería Civil en cumplimiento  
parcial de los requerimientos para el grado de:

MAESTRO EN CIENCIAS CON MENCIÓN EN INGENIERÍA GEOTECNICA  
DE LA  
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

2011

Autor: Ing. Will Honorato Callupe Arzapalo

Recomendado: M. Sc. Victor Eduardo Medina Rojas  
Asesor de la Tesis

Aceptado por: CE. Ing. Francisco Coronado del Águila  
Jefe de la Sección de Posgrado

## **DEDICATORIA**

A mis padres Lorenzo y Alfreda con eterna gratitud.

A mi hermana Adela, y hermanos Elmer, Rober, David y Domingo por su constante apoyo y ejemplos de perseverancia.

A mi esposa Juana con mucho cariño, y a mis hijas Shirley, Yunsu y Yumi, mis joyas preciosas y quienes son la inspiración de mi vida.

## **AGRADECIMIENTOS**

A la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI), Facultad de Ingeniería Civil, y los docentes de la Sección de Postgrado en mención a Geotecnia por sus enseñanzas y compartir sus experiencias.

A Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM), Unidad Económica Pierina, por permitirme desarrollar esta tesis. A Robert Sharon, a William Ludwick por sus importantes enseñanzas durante los últimos 11 años. A los Ingenieros Bert McPherson, Henry Brañes Gallardo, Pedro Ticona Quicaño, Sergio Cruz Burga, Jaime Polar Paredes, Percy Pascal Perez, Lloyd Solorzano Poma y especialmente a Marco Ruben Yalle Barrios por su constante apoyo para la culminación del presente trabajo.

A Piteau Associates por sus aportes en el desarrollo de la presente tesis, particularmente a Ian Stilwell y Patrick Mark Hawley.

Al M. Sc. Eduardo Medina Rojas por la revisión en calidad de Asesor, al M. Sc. Denys Parra Murrugarra y al M. Sc. Carlos Huaman Egoavil por la revisión de esta tesis en calidad de Vocales y sus valiosas contribuciones.

## INDICE DE CONTENIDOS

Portada	i
Dedicatoria	ii
Agradecimientos	iii
Índice de Contenidos	iv
Índice de Tablas, Figuras y Anexos	v
Resumen / Abstract	vi
Introducción	vii

### CAPITULO I

#### 1. INFORMACIÓN DEL LUGAR

<b>1.1. Visión General del Proyecto</b>	<b>1</b>
1.1.1. Información General	1
1.1.2. Componentes del Proceso de Minado	1
1.1.2.1. Extracción del Mineral - Tajo Abierto (Open Pit)	1
1.1.2.2. Disposición del Desmonte – Botaderos (Waste Dump)	2
1.1.2.3. Proceso de Chancado	2
1.1.2.4. Proceso de Lixiviación	2
<b>1.2. Sismicidad</b>	<b>2</b>
1.2.1. Alcance	2
1.2.2. Peligro Sísmico en Pierina	3
1.2.3. Determinación del Coeficiente Sísmico	3
1.2.4. Recomendaciones Respecto al Peligro Sísmico en Pierina	4

### CAPITULO II

#### 2. MODELO GEOLÓGICO

<b>2.1. Geología del Yacimiento Pierina</b>	<b>5</b>
2.1.1. Marco Regional	5
2.1.2. Modelo Geológico	5
2.1.2.1. Proceso de Colección de Datos	5
2.1.2.1.1. Mapeo de Bancos	6
2.1.2.1.2. Logueo de Taladros para Voladura	7
2.1.2.1.3. Método de Registro de Datos	7
2.1.3. Compilación e Interpretación de los Datos	8
2.1.4. Estimación de Reservas	8
2.1.5. Modelo de Reconciliación	9
2.1.6. Modelo Geológico Digital	9
<b>2.2. Litología</b>	<b>9</b>
<b>2.3. Alteraciones</b>	<b>10</b>
<b>2.4. Modelo Estructural</b>	<b>10</b>
2.4.1. Alcance	10
2.4.1.1. Principales Discontinuidades	11
2.4.2. Modelo de la Paleo Superficie Lupe (PSL)	11

## INDICE DE CONTENIDOS

Portada	i
Dedicatoria	ii
Agradecimientos	iii
Índice de Contenidos	iv
Índice de Tablas, Figuras y Anexos	v
Resumen / Abstract	vi
Introducción	vii

### CAPITULO I

#### 1. INFORMACIÓN DEL LUGAR

<b>1.1. Visión General del Proyecto</b>	<b>1</b>
1.1.1. Información General	1
1.1.2. Componentes del Proceso de Minado	1
1.1.2.1. Extracción del Mineral - Tajo Abierto (Open Pit)	1
1.1.2.2. Disposición del Desmonte – Botaderos (Waste Dump)	2
1.1.2.3. Proceso de Chancado	2
1.1.2.4. Proceso de Lixiviación	2
<b>1.2. Sismicidad</b>	<b>2</b>
1.2.1. Alcance	2
1.2.2. Peligro Sísmico en Pierina	3
1.2.3. Determinación del Coeficiente Sísmico	3
1.2.4. Recomendaciones Respecto al Peligro Sísmico en Pierina	4

### CAPITULO II

#### 2. MODELO GEOLÓGICO

<b>2.1. Geología del Yacimiento Pierina</b>	<b>5</b>
2.1.1. Marco Regional	5
2.1.2. Modelo Geológico	5
2.1.2.1. Proceso de Colección de Datos	5
2.1.2.1.1. Mapeo de Bancos	6
2.1.2.1.2. Logueo de Taladros para Voladura	7
2.1.2.1.3. Método de Registro de Datos	7
2.1.3. Compilación e Interpretación de los Datos	8
2.1.4. Estimación de Reservas	8
2.1.5. Modelo de Reconciliación	9
2.1.6. Modelo Geológico Digital	9
<b>2.2. Litología</b>	<b>9</b>
<b>2.3. Alteraciones</b>	<b>10</b>
<b>2.4. Modelo Estructural</b>	<b>10</b>
2.4.1. Alcance	10
2.4.1.1. Principales Discontinuidades	11
2.4.2. Modelo de la Paleo Superficie Lupe (PSL)	11

2.4.2.1.	Alcance del Estudio	11
2.4.2.2.	Ocurrencia y Características de la Paleo Superficie de los Andes	12
2.4.2.3.	Topografía	13
2.4.2.3.1.	Topografía Regional y Paleo Superficies	13
2.4.2.3.2.	Topografía Local	13
2.4.2.3.3.	Geología relacionada al Modelo Lupe 2010	14
2.4.2.3.3.1.	Revisión de Datos de las Edades	14
2.4.2.3.3.2.	Estratigrafía	15
2.4.2.3.3.3.	Ubicación y Descripción de la Paleo Superficie Lupe	16
<b>2.5.</b>	<b>Importancia de la Actualización de los Modelos Geológico y Estructural</b>	<b>17</b>

### CAPITULO III

#### 3. MODELO GEOTÉCNICO

<b>3.1.</b>	<b>Descripción del Modelo Geotécnico</b>	<b>18</b>
<b>3.2.</b>	<b>Actualización del Modelo Geotécnico</b>	<b>18</b>
<b>3.3.</b>	<b>Descripción de las Investigaciones Geotécnicas</b>	<b>18</b>
3.3.1.	Investigaciones de Campo	18
3.3.2.	Trabajo de Gabinete	19
3.3.3.	Colección de Datos y Compilación	19
3.3.4.	Proceso de Colección de Datos	19
3.3.5.	Resistencia y Competencia de la Roca	19
3.3.5.1.	Resistencia de la Roca Intacta	20
3.3.5.2.	Calidad del Macizo Rocoso (RMR)	22
3.3.5.3.	Estimación de la Resistencia del Macizo Rocoso	22
3.3.5.4.	Resistencia al Corte de las Discontinuidades	23
<b>3.4.</b>	<b>Importancia de la Actualización del Modelo Geotécnico</b>	<b>23</b>

### CAPITULO IV

#### 4. MODELO HIDROGEOLÓGICO

<b>4.1.</b>	<b>Alcance</b>	<b>24</b>
<b>4.2.</b>	<b>Drenaje en la Mina Pierina</b>	<b>24</b>
4.2.1.	Drenaje Superficial	24
4.2.2.	Drenaje Subterráneo	24
<b>4.3.</b>	<b>Modelo Hidrogeológico en la Mina Pierina</b>	<b>26</b>
4.3.1.	Hidrografía del área en la mina Pierina	26
4.3.2.	Precipitación Mensual y Anual en el área de la mina Pierina	27
4.3.3.	Precipitación Máxima en 24 Horas – Área de la mina Pierina	27
4.3.4.	Geología de la zona en la mina Pierina	27
4.3.4.1.	Alteración Hidrotermal	28
4.3.4.2.	Estructuras Geológicas	28
4.3.5.	Modelo Hidrogeológico Conceptual	29
4.3.5.1.	Unidades Hidrogeológicas	29
4.3.5.2.	Conductividad Hidráulica	30

4.3.5.3.	Direcciones de flujo de agua subterránea y los Controles	30
4.3.5.4.	El modelo numérico del flujo de agua subterránea	30
4.3.5.5.	Procesos y parámetros en el modelo numérico	31
4.3.5.6.	Discusión de los resultados del modelo numérico	31
<b>4.4.</b>	<b>Presiones de poros</b>	<b>32</b>
4.4.1.	Superficie freática	32
4.4.2.	Datos piezométricos	32
4.4.3.	Relación de presión de poros ( $ru$ )	32
4.4.4.	Superficie piezométrica	33
<b>4.5.</b>	<b>Investigaciones de Campo y Toma de Datos</b>	<b>33</b>
4.5.1.	Drenaje mediante Operaciones de Bombeo	33
4.5.2.	Despresurización mediante Perforaciones Horizontales	34
<b>4.6.</b>	<b>Modelo Hidrogeológico 2010</b>	<b>34</b>
<b>4.7.</b>	<b>Importancia de la Actualización del Modelo Hidrogeológico</b>	<b>34</b>

## CAPITULO V

### 5. DISEÑO Y ESTABILIDAD DE TALUDES DEL PLAN DE MINADO PARA LA VIDA DE MINA (VDM) 2011 O LIFE OF MINE (LOM) 2011 – TAJO ABIERTO PIERINA

<b>5.1</b>	<b>Consideraciones Operacionales</b>	<b>35</b>
5.1.1	Técnicas de Excavación	35
5.1.2	Control de Aguas Subterráneas y Escorrentías Superficiales.	35
5.1.3	Desquinche de Taludes y Limpieza de Bermas	35
5.1.4	Monitoreo de Taludes – Instrumentación Geotécnica	36
5.1.4.1	Monitoreo de Prismas	36
5.1.4.2	Monitoreo de Inclínómetros	37
5.1.4.3	Monitoreo de Extensómetros	38
5.1.4.4	Monitoreo de Piezómetros	39
	➤ Piezómetros de Tubo Abierto	40
	➤ Piezómetros de Cuerda Vibrante	40
<b>5.2</b>	<b>Criterios de Aceptabilidad</b>	<b>41</b>
5.2.1	Factores de Seguridad (FdS) Estáticos y Pseudo Estáticos	41
5.2.2	Coeficiente Sísmico	44
<b>5.3</b>	<b>Plan de Gestión del Control del Terreno</b>	<b>45</b>
<b>5.4</b>	<b>Consideraciones Geotécnicas para el Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011</b>	<b>46</b>
5.4.1	Definición de los Parámetros Geomecánicos – Retro Análisis de las recientes Zonas Inestables (2009).	46
5.4.1.1	Re-definición de las Parámetros Geomecánicos	46
5.4.1.2	Criterios de Aceptabilidad	47
5.4.1.3	Retro Análisis de la Zona Inestable P4-08-B, Abril 2009	47
5.4.1.3.1	Resultados – Etapa 1	48
5.4.1.3.2	Resultados – Etapa 2	48
5.4.1.3.3	Conclusiones del Retro Análisis de la Zona Inestable P4-08-B	50
5.4.1.4	Retro-análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H Diciembre 2009	50
5.4.1.4.1	Medidas de Estabilización	51
5.4.1.4.2	Resultados del Análisis de la Zona Inestable	



	P3-07-A	51
5.4.1.4.3	Resultados del Análisis de la Zona Inestable P7-09-H	52
5.4.1.4.4	Resultados del Análisis – Talud Global	53
5.4.1.4.5	Conclusiones del Retro Análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H	54
<b>5.5</b>	<b>Diseño Preliminar del Tajo Abierto Pierina - Plan de Minado para la VDM 2011</b>	<b>54</b>
<b>5.6</b>	<b>Identificación de las Secciones Geotécnicas Críticas para el Análisis de Estabilidad</b>	<b>55</b>
<b>5.7</b>	<b>Modelo Geológico actualizado a Junio 2010</b>	<b>55</b>
<b>5.8</b>	<b>Modelo Hidrogeológico actualizado a Julio 2010</b>	<b>55</b>
<b>5.9</b>	<b>Modelo Geotécnico actualizado a Setiembre 2010</b>	<b>56</b>
<b>5.10</b>	<b>Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011</b>	<b>56</b>
5.10.1	Metodología	56
5.10.2	Criterios de Aceptabilidad	57
<b>5.11</b>	<b>Resultados del Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Pierina para la VDM 2011</b>	<b>57</b>
5.11.1	Fase 7	57
5.11.1.1	Fase 7 (Pared Oeste)	57
5.11.1.2	Fase 7 (Paredes Sur, Sureste y Este)	58
5.11.1.3	Discusión de Resultados de la Fase 7	58
5.11.2	Fase 5C (Cuerpo Sur)	59
5.11.2.1	Interacción entre los Departamentos de Planeamiento y Geotecnia MBM – Fase 5C-3C (Cuerpo Sur)	59
5.11.2.2	Discusión de los Resultados de la Fase 5C-3C	61
5.11.3	Fase 8	62
5.11.3.1	Fase 8-3C	62
5.11.3.2	Discusión de Resultados de la Fase 8	63
<b>5.12</b>	<b>Análisis de Deformaciones – Sector Suroeste del Tajo Abierto Pierina</b>	<b>63</b>
5.12.1	Estimaciones Preliminares de Parámetros de Deformaciones del Macizo Rocoso	63
5.12.2	Supuestos y Metodología	64
5.12.2.1	Módulos Elásticos para la Roca Intacta	64
5.12.2.1.1	Módulo de Young para la Roca Intacta	64
a)	Cálculo Teórico	64
b)	Data de la Literatura Especializada	65
c)	Resultados de Ensayos de Laboratorio	65
d)	Comentarios	65
5.12.2.1.2	Relación de Poisson para la Roca Intacta	66
a)	Data de la Literatura Especializada	66
b)	Resultados de Ensayos de Laboratorio	66
c)	Comentarios	67
5.12.2.1.3	Módulo de Corte para la Roca Intacta	67
5.12.2.2	Módulos Elásticos para el Macizo Rocoso	68
5.12.2.2.1	Cálculo Teórico del Módulo de Young para el Macizo Rocoso	68
5.12.2.2.2	Relación de Poisson para el Macizo Rocoso	68
5.12.2.2.3	Módulo de Corte para el Macizo Rocoso	69
5.12.3	Modelo de Elementos Finitos para la Sección 7N5-3	70
5.12.3.1	Criterio de Aceptabilidad	70
5.12.3.2	Plan de Minado	70
5.12.3.3	Modelos Geológico, Estructural e Hidrogeológico	70

5.12.3.4	Modelo Geotécnico	70
5.12.3.4.1	Consideraciones Geotécnicas	70
5.12.3.4.2	Distribución de las Unidades Geotécnicas	71
5.12.3.4.3	Propiedades Geotécnicas	71
5.12.3.4.4	Malla y Condiciones de Contorno	72
5.12.3.4.5	Secuencia de Minado	72
5.12.3.4.6	Estado Inicial de Esfuerzos	73
5.12.3.4.7	Modelo Hidrogeológico	73
5.12.3.4.8	Resultados del Modelamiento	73
	a) Esfuerzo Principal Mayor ( $\sigma_1$ )	73
	b) Esfuerzo Principal Menor ( $\sigma_3$ )	74
	c) Desplazamientos Horizontales	74
	d) Desplazamientos Totales	74
	e) Historia de los Desplazamientos Horizontales	74
	f) Desplazamientos Horizontales de los Puntos de Control versus las Etapas de Minado	75
5.12.3.4.9	Análisis de los Resultados	76
5.12.3.4.10	Conclusiones	77
5.12.3.4.11	Recomendaciones	78
<b>5.13</b>	<b>Evaluación Económica del Diseño del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011.</b>	<b>79</b>
5.13.1	Parámetros establecidos	79
5.13.2	Resultados de la Evaluación Económica	79
<b>5.14</b>	<b>Diseño Final del Tajo Abierto Pierina - Plan de Minado para la VDM 2011: Fase 7, Fase 5C-3C y Fase 8-3C</b>	<b>80</b>
<b>5.15</b>	<b>Conclusiones del Análisis de Estabilidad del Tajo Abierto Pierina - Plan de Minado para la VDM 2011</b>	<b>80</b>
	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>82</b>
	<b>BIBLIOGRAFIA</b>	<b>87</b>

## INDICE DE TABLAS, FIGURAS Y ANEXOS

### TABLAS

- Tabla 1 Aceleración Máxima Esperada y Probabilidad Anual de Excedencia  
Tabla 2 Base de Datos de los Taladros de Voladura  
Tabla 3 Mapa del Tiempo de las Unidades Volcánicas del Distrito de Huaraz  
Tabla 4 Correlaciones Estratigráficas del distrito de Huaraz  
Tabla 5 Resumen de los Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso para las Unidades Geotécnicas (1997)  
Tabla 6 Criterios de Resistencia al Corte para el Macizo Rocoso (2010)  
Tabla 7 Estimados de los Parámetros de Deformación para el Tajo Abierto Pierina Módulos Elásticos para la Roca Intacta y para el Macizo Rocoso (2011)  
Tabla 8 Resistencia a la Compresión Uniaxial, Módulo de Young y Relación de Poisson de algunas rocas.  
Tabla 9 Resumen de Resultados de los Ensayos Laboratorio de Módulos Elásticos (2012)  
Tabla 10 Variación Temporal de Precipitaciones – Estación Mina Pierina (2010)  
Tabla 11 Periodo de Retorno y Precipitación Máxima en 24 Horas. Mina Pierina (2010)  
Tabla 12 Principales Unidades Hidrogeológicas y sus Propiedades Hidráulicas (2006)  
Tabla 13 Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 7  
Tabla 14 Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 5C  
Tabla 15 Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 8  
Tabla 16 Evaluación Económica por Fases (Diciembre 2010)

### FIGURAS

- Figura 1 Ubicación de la mina Pierina  
Figura 2 Componentes de la mina Pierina  
Figura 3 Esquema de los Componentes de la mina Pierina  
Figura 4 Geología Regional de Pierina  
Figura 5 Base de Datos en el Ac Quire  
Figura 6 Modelo Geológico en 3D de la mina Pierina  
Figura 7 Plano de Litología  
Figura 8 Plano de Alteraciones  
Figura 9 Geología Estructural  
Figura 10 Topografía Regional – ASTER y GDEM  
Figura 11 Vistas en Perspectiva – Pierina  
Figura 12 Perfiles Topográficos A-A' y B-B'  
Figura 13 Superficie Topográfica antes del Minado (1997)  
Figura 14 Interpretación de Foto Aérea  
Figura 15 Perspectiva de la Topografía Original  
Figura 16 Vista en Planta – Paleo Superficie Lupe  
Figura 17 Perspectiva de la Paleo Superficie Lupe  
Figura 18 Correlación de Durezas con UCS a partir del PLI  
Figura 19 Cuencas Hidrológicas de la mina Pierina  
Figura 20 Variación Temporal de Precipitaciones  
Figura 21 Modelo Hidrogeológico

## RESUMEN

Las evaluaciones técnicas y económicas de los proyectos mineros están basadas en los planes de minado que se desarrollan con la finalidad de recuperar la mayor cantidad de mineral con eficiencia, es decir, que el minado sea realizado operacional, ambiental y geotécnicamente seguras. Los planes de minado deben cumplir ciertas validaciones, una de ellas desde la perspectiva geotécnica cumpliendo con el criterio de aceptabilidad establecido de lograr un Factor de Seguridad (FdS) mínimo de 1.2.

Para el desarrollo de los planes de minado, se requiere que los modelos geológico, geológico-estructural, geotécnico e hidrogeológico sean actualizados y confiables. Las validaciones de los modelos involucrados deben ser realizadas por consultoras especializadas de primer nivel. Este es un procedimiento usual corporativo que Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM) sigue para validar los planes de minado. En muchos de los proyectos mineros estos modelos no son actualizados por los altos costos que se requieren, por el largo tiempo que toma en desarrollarlos así como los recursos que demanda. Considerando la relevancia de estos modelos, en la mina Pierina estos han sido actualizados durante el año 2010 para usarlos en las diferentes etapas del minado, particularmente para realizar el Plan de Minado para la Vida de Mina (VDM) 2011 y específicamente para realizar el Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina, motivo de la presente tesis.

Se ha analizado el diseño de las fases en las secciones críticas que abarcan todo el tajo abierto usando el método de Equilibrio Límite en dos dimensiones. De igual manera, se estimaron los parámetros de deformaciones del macizo rocoso consistentes en los módulos de elasticidad de la roca intacta y del macizo rocoso, para el análisis de esfuerzo deformación en el talud de la pared suroeste del tajo para ver el grado de deformaciones que los taludes tendrían como respuesta al desarrollo del plan de minado propuesto.

En el Capítulo I se presenta la información general de la mina Pierina. En los Capítulos II, III y IV se describen los modelos geológico, geotécnico e hidrogeológico. Los datos de estos modelos se utilizaron en el análisis de estabilidad del plan de minado para la Vida de Mina 2011. En el Capítulo V, se describe las consideraciones operacionales, se presenta la calibración de los parámetros geomecánicos, y luego se analizaron las geometrías del tajo para el plan de minado en mención. Asimismo, en el análisis de deformaciones se utilizó el método de elementos finitos con la ayuda del software Phase 8. Se estimó deformaciones de 10m en la mitad del talud en las últimas etapas de minado.

El plan de minado para la VDM 2011 incluye las Fases 7, 5C y 8. Los resultados preliminares indicaron factores de seguridad debajo del criterio de aceptabilidad establecido. Luego de las modificaciones realizadas a las geometrías de estas fases se han logrado FdS estáticos requeridos y se ha generado las Fases 5C-3C y 8-3C. El análisis de estabilidad de taludes para la VDM 2011 fue desarrollado por el autor de esta tesis, validado por la consultora Piteau en noviembre del 2010 y aprobado por la empresa en diciembre 2010. Se ha determinado que este Plan de Minado es factible desde el punto de vista operacional, geotécnico y económicamente rentable.

## **ABSTRACT**

The present thesis is focused on the Slope Stability Analysis for the Pierina Open Pit mine in Ancash, Perú. The technical and economic evaluations of mining projects are based on mine plans that are developed with the goal to efficiently recover the greatest quantity of ore. That is, the ore body must be mined in an operational, environmental and geotechnically safe manner. The mining plans must meet established acceptability criteria. One such acceptability criteria from the geotechnical perspective is a minimum overall slope static Factor of Safety (FoS) of 1.2.

To develop the mining plan, the geological, structural geology, geotechnical and hydrogeological models must be updated and reliable. The validations of the involved models must be made by first-rate, specialized consultants. This is a corporate procedure that Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM) follows to validate the mining plans. Often, these models not are validated due to the lack of resources of personnel, time and/or budget that such work demands.

Considering the importance of the models, these were updated during 2010 for use in different mine projects, particularly the Life of Mine (LOM) plan for the year 2011 and specifically to complete the Slope Stability Analysis for the Pierina Open Pit, reason of the present thesis.

The design of the phases has been analyzed on the critical sections that cover the entire open pit, using the Limit Equilibrium method in two dimensions. Likewise, the deformation parameters of the rock mass have been estimated, consistent with the modulus of elasticity of the intact rock. For the deformation analysis the finite element method with Phase 8™ software has been used.

A deformation stress analysis of the southwest slope was made to understand the amount of deformation that the slopes would have in response to development of the proposed mining plan. Simulation of the horizontal displacement during the different mining stages was obtained. It was estimated until 10 m of displacements in the middle of the slope the last mining stages

The mining plan for the LOM 2011 includes the Phases 5C, 7, and 8. The preliminary results indicated factors of safety less than established acceptability criteria. After modifications were made to the geometries of these phases it was possible to achieve the required static FoS and revised mine plans for Phases 5C-3C and 8C were generated. It has been determined that this Mining Plan is feasible from the operational, geotechnical, environmental and economic perspectives.

The open pit slope stability analysis for the LOM 2011 was developed by the author, validated by Piteau Engineering in November 2010, approved in December 2010 and is currently being mined with success.

## INTRODUCCION

Uno de los grandes desafíos que tiene una mina, en cualquiera de los métodos de minado, subterráneo o tajo abierto, es garantizar la estabilidad de los taludes para que el minado sea sostenible durante la vida operativa de la mina, el cierre y post cierre. Un procedimiento estándar que se tiene en la administración minera moderna es que el Plan de Minado debe cumplir entre otras validaciones con la aprobación desde el punto de vista geotécnico. Habitualmente, como parte de este proceso, el Departamento de Planeamiento solicita al Departamento de Geotecnia validar la estabilidad de taludes del Plan de Minado. Cuando se analiza la estabilidad de taludes se presentan tres escenarios respecto los ángulos de los taludes: que permanezcan iguales, o se incrementan o disminuyan. Si los resultados indican que los taludes no van a ser modificados no habrá impactos económicos. Si los ángulos de los taludes necesitan ser disminuidos se generará un importante impacto económico negativo, de lo contrario si éstos necesitan ser incrementados habrá una oportunidad para optimizarlos y se tendrá un importante ahorro económico como consecuencia de minar menos desmonte.

Por otro lado, actualmente hay limitada literatura relacionada a validaciones de planes de minado desde la perspectiva geotécnica donde se describa el procedimiento a seguir tomando en cuenta los avances en la mecánica de rocas y el desarrollo de los softwares que facilitan enormemente los cálculos. Los aspectos descritos anteriormente han sido considerados razones importantes que motivaron a realizar el presente el trabajo.

Este trabajo de investigación está focalizado en los taludes del tajo abierto Pierina. El avance en el conocimiento de la geología, mecánica de rocas, así como las técnicas modernas de planificación minera, hacen que cada vez se tengan más desafíos geomecánicos para que se consigan taludes óptimos de diseño desde la perspectiva geotécnica, seguridad, ambiental, operatividad y costos. Es importante garantizar la estabilidad de taludes del tajo de lo contrario se pone en riesgo el plan de minado, vidas humanas y pérdidas en el proceso (equipos e incumplimiento de la cuota de mineral establecido). Estos fundamentos sustentan la necesidad de validar geotécnicamente un plan de minado considerado una herramienta vital en la vida operativa de la mina.

El objetivo de esta tesis es validar el Plan de Minado para la Vida de la Mina (VDM) 2011 desde la perspectiva geotécnica. Para esta validación, se actualizaron con consultoras de primer nivel los modelos geológico, estructural, hidrogeológico y geotécnico y fueron revisados por personal con mucha experiencia en cada uno de estos aspectos.

Los modelos geológico y estructural fueron actualizados por el staff de MBM y validado por las consultoras Resource Modelling Inc. en Junio 2010 y Earth Resource Surveys Inc. (ERSI) en julio de 2010, respectivamente. De igual forma, el modelo Geotécnico fue desarrollado por la consultora Piteau Associates Inc. (Piteau) para el análisis de estabilidad de taludes desde las fases iniciales (1997) hasta las últimas fases de minado (2014). También, se ha actualizado el Estudio de Peligro Sísmico con el soporte de Jorge E. Alva Hurtado Ingenieros E.I.R.L. en febrero de 2011. Asimismo, el modelo Hidrogeológico fue desarrollado inicialmente por Leggette, Brashears & Graham Inc. – LBG (1997) y es actualizado anualmente por el staff de MBM y validado recientemente por Water Management Services en el año 2008.

La metodología usada ha consistido en la revisión de los modelos mencionados, luego la selección de las secciones críticas en las fases del plan de minado para sus análisis de estabilidad respectivos y se ha utilizado el método de equilibrio límite en dos dimensiones. Asimismo, se calcularon los módulos elásticos para la roca intacta y el macizo rocoso para luego realizar el análisis de esfuerzo deformación en el talud suroeste del tajo.

## CAPITULO I

### 1 INFORMACIÓN DEL LUGAR

#### 1.1 Visión General del Proyecto

##### 1.1.1 Información General

La mina Pierina es propiedad de Barrick Gold Corporation y es operado por su subsidiaria Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM). El depósito de oro y plata fue descubierto en 1996 y ha iniciado sus operaciones desde 1998. El tajo abierto está localizado en la cordillera de los Andes en la parte Norte-Central del Perú, aproximadamente a 250 km al Nor-Noroeste de Lima, y a 10 km al Nor-Oeste de la ciudad de Huaraz, a una altitud máxima de 4,200 msnm. Ver Figura 1.

La topografía de la zona es generalmente moderada, con áreas localmente escarpadas y profundas, con valle en forma de V. El nevado Huascarán es el nevado más alto del Perú y se puede observar desde el tajo abierto. El terreno, en el yacimiento y sus alrededores es muy escarpado, y los taludes aguas abajo del río Santa están sujetos a erosión y considerables deslizamientos. La región está sujeta a un alto riesgo sísmico. La ciudad de Huaraz fue virtualmente arrasada en un terremoto de magnitud 7 el 31 de mayo de 1970. En el estudio determinístico de peligro sísmico realizado para la zona de estudio, se ha considerado un sismo máximo creíble de 0.34g de aceleración máxima para la zona costera de subducción.

El clima es templado, con abundante lluvia entre los meses de noviembre a abril, y seco desde mayo a octubre. La zona recibe alrededor de 1,250 mm de precipitación pluvial anualmente. En el 2009, Pierina produjo 271,000 onzas de oro a un costo de 400 US \$/onza. Al 31 de diciembre de 2009, las reservas de mineral probado y probable han sido estimadas en 648,000 onzas de oro. Actualmente, se está desarrollando el Plan de Minado para la Vida de Mina (VDM) 2011 o Life of Mine (LOM) 2011.

##### 1.1.2 Componentes del Proceso de Minado

###### 1.1.2.1 Extracción del Mineral - Tajo Abierto (Open Pit)

La mina Pierina tiene un tajo abierto operado con volquetes y camiones. El tajo abierto está siendo desarrollado en una serie de cortes en rebanadas en forma de U. Durante el 2010 Pierina ha producido 36 millones de toneladas considerando mineral y desmonte.

Actualmente, este componente está en las Fases 5 y 7 del Plan de Minado 2011. La actual flota consiste de: 4 cargadores (3 CATs y 1 Komatsu), 22 volquetes (13 CATs 785C, 3 CATs 785B, y 6 Komatsus 730E), 9 tractores con orugas (2 CATs D8T, 2 CATs D9R, 4 CATs D10R, y 1 CAT D10T); 1 tractor sobre ruedas

CAT 834B, 3 máquinas perforadoras Ingersoll Rand modelo IR-DMM2, 1 volquete con tanque para traslado y distribución de explosivos Dino 1500; 3 excavadoras CATs 330, y 4 cisternas para agua de riego (2 CATs 777 y 2 Kenworths T800).

Por la forma de una U que tiene el tajo y debido a que las fuerzas actuantes desde los sectores Este y Oeste tienen direcciones opuestas que convergen en la zona central se observa que esta geometría genera confinamiento, este efecto se aprecia con mayor énfasis al Sur del tajo.

#### **1.1.2.2 Disposición del Desmante – Botaderos (Waste Dump)**

El botadero está ubicado en un pequeño valle en forma de U al lado Suroeste del tajo en la cabecera de la quebrada Pacchac. El desmante es acarreado con volquetes para el llenado del valle adyacente al tajo abierto. El tajo abierto y el botadero de desmante están situados en los lados opuestos de la línea divisoria de las cuencas. El diseño final tendrá una capacidad de 177 millones de toneladas de desmante y cubrirá un área de 100 hectáreas. Actualmente, el botadero principal está en la Fase Vd del Plan de Minado 2011.

#### **1.1.2.3 Proceso de Chancado**

El mineral es triturado en dos circuitos de chancado (primario y secundario) y transportado a través de una faja transportadora de 2.4 km de longitud hacia la pila de lixiviación.

#### **1.1.2.4 Proceso de Lixiviación**

El pad de lixiviación está ubicado en la cabecera del valle de Pacchac al Sur de la quebrada del Botadero de Desmante. El mineral es almacenado en un típico relleno de valle. El oro es producido usando el proceso de Merrill-Crowe. Aguas abajo del pad de lixiviación y del botadero de desmante se tiene la Planta de Procesos y varias pozas de agua necesaria para que el sistema funcione. Actualmente, el pad de lixiviación está en la Fase 5 de acuerdo al Plan de Minado 2011.  
Ver Figuras 2 y 3.

## **1.2 Sismicidad**

### **1.2.1 Alcance**

Una actualización al Estudio de Peligro Sísmico – Mina Pierina realizada por Hidroenergía (1997) fue desarrollada por Jorge E. Alva Hurtado Ingenieros E.I.R.L. en febrero de 2011.

En el territorio peruano la sismicidad es principalmente producto de la subducción de la Placa de Nazca por debajo de la Placa Continental a lo



largo de la costa peruana, con un índice de convergencia de aproximadamente 0.1 m por año.

La mina Pierina está ubicada en un área sísmica activa.

En la evaluación del peligro sísmico se han efectuado los siguientes pasos:

- a) Determinar la sismicidad regional;
- b) Identificar las características sismotectónicas del área,
- c) Estimar la atenuación de los efectos sísmicos regionales; y
- d) Estimar el sismo de diseño en el emplazamiento del proyecto y el Máximo Sismo Creíble o Maximum Credible Earthquake (MCE).

La evaluación del peligro sísmico se ha efectuado por medio de los métodos determinístico y probabilístico, para finalmente proponer niveles sísmicos del movimiento máximo del suelo en el área del proyecto. Además, se proponen valores del coeficiente sísmico para el diseño de las estructuras de tierra.

La distribución espacial de los sismos instrumentales indica mayor actividad sísmica en la zona de subducción de la costa. Hacia el continente las profundidades focales de los sismos de subducción aumentan. Hacia el continente existen los sismos continentales.

### 1.2.2 Peligro Sísmico en Pierina

- Las intensidades sísmicas históricas indican que en el área de estudio se han detectado intensidades de hasta VIII grados en la escala de Mercalli Modificada;
- El estudio determinístico de peligro sísmico considera un sismo máximo creíble de 0.34g de aceleración máxima para de la zona costera de subducción. El sismo de diseño tendrá un valor de 0.24g de aceleración máxima proveniente también de un sismo de subducción costera;
- En la determinación del peligro sísmico probabilístico se han utilizado las leyes de atenuación de Youngs et al (1997) para los sismos de subducción y la ley de atenuación de Sadigh et al (1997) para sismos continentales; y
- Las aceleraciones máximas esperadas obtenidas mediante el método probabilístico en el área del proyecto, para períodos de retorno de 100, 475, 1000, 2500, 5000 y 10000 años se muestran en la Tabla 1.

### 1.2.3 Determinación del Coeficiente Sísmico

De acuerdo con el estudio de Peligro Sísmico realizado para la mina Pierina por Jorge E. Alva Hurtado Ingenieros E.I.R.L. (2011) considerando las fuentes sismogénicas como áreas, se han determinado valores de aceleraciones máximas esperadas en la roca base, correspondiente a eventos de diferentes períodos de retorno.

Los análisis según el método probabilístico muestran que para un nivel de excedencia de 10%, una vida útil de 50 años y un período de retorno de 475 años, la máxima aceleración esperada del terreno es de 0,25g. Ver Tabla 1.

#### 1.2.4 Recomendaciones Respecto al Peligro Sísmico en Pierina

Para la mina Pierina se propone utilizar los resultados de la aceleración sísmica del estudio probabilístico, los cuales proporcionan una aceleración máxima de 0.25g para el sismo de diseño considerando 475 años de periodo de retorno.

- Para el método de diseño pseudo-estático de taludes y muros, se recomienda valores de 1/3 a 1/2 de la aceleración horizontal máxima del período de retorno escogido;
- Para el método de diseño pseudo-estático de taludes y muros, se recomienda un valor de 0.13; y
- En esta tesis se utilizó el valor de coeficiente sísmico de 0.13g, es decir, el 50% de la aceleración máxima debido al sismo de 475 años de periodo de retorno valorado en 0.25g por el método probabilístico.

## CAPITULO II

### 2 MODELO GEOLÓGICO

#### 2.1 Geología del Yacimiento Pierina

El yacimiento de oro y plata de Pierina es un depósito epitermal de alta sulfuración alojado en rocas volcánicas del grupo Calipuy correspondiente a la era Eoceno-Mioceno

##### 2.1.1 Marco Regional

Regionalmente, los principales episodios estructurales han sido los de compresión, plegamientos, y sobre escurrimientos del basamento sedimentario, seguidos por un período extensional asociado con la erupción de los volcánicos Calipuy (emplazados en el Batolito Este de la Cordillera Blanca) y la formación del Graben Río Santa (entre las Cordilleras Blanca y Negra). Los alineamientos regionales dominantes son Nor Oeste (Graben Río Santa), Nor Este, y estructuras secundarias Este-Oeste. En Pierina, los controles estructurales consisten de fallas de pre-mineralización sub paralelas localizadas al Sur, y las fallas post-mineralización que han desplazado al depósito hacia el Este. Ver Figura 4.

##### 2.1.2 Modelo Geológico

###### 2.1.2.1 Proceso de Colección de Datos

Actualmente, el geólogo de mina además de usar picota, brújula y lupa en el trabajo de campo, también utiliza otras herramientas de campo, tales como GPS, colector de datos, etc.

La información que se toma en el campo es procesada en el gabinete utilizando programas de uso convencional y otros especializados en geología tales como, AutoCad, Dips, MineSigth® GV Mapper® y GIS.

El geólogo de mina toma información rutinaria, mapea los bancos de la mina, los taladros para voladura y logea los testigos de las perforaciones y fragmentos del aire reverso (DDH y RC). Para su ubicación en el campo utiliza un GPS que tiene una estación en tierra que permite triangular en tiempo real.

En Pierina el geólogo de mina tiene la responsabilidad del logueo diario de taladros de voladura de producción en las mallas de voladura, control del muestreo de los taladros de voladura de producción, control del QA-QC, modelamiento de corto plazo, control de frentes de minado y destino de material, y proporciona información geológica a los departamentos de Planeamiento, Manejo de Aguas, Geotecnia, Procesos, Medio Ambiente, Legal y otros.

El mapeo geológico es la representación gráfica de la distribución espacial de la geología en un plano. Se toma información litológica, de alteraciones, estructural y datos geotécnicos de los bancos del tajo abierto. Todos estos datos son digitalizados en el campo directamente en un PC Tablet Fujitsu, donde se tiene instalado el software GV Mapper, el cual permite generar planos en 3D y exportarlos al Dips, MineSigth® y GIS.

En el logueo de taladros para voladura (blastholes) se utiliza un formato donde está representada la malla de voladura el cual se registran datos de alteraciones, porcentaje de arcillas, durezas y tipos de mineralización. Con esta información se generan planos con polígonos donde se identifican los tipos de mineral y desmonte. Además, se registra la distribución de durezas, posición de las rocas y contenido de finos.

Para definir el modelo geológico en 3D se utiliza MineSigth. La información de los sondajes diamantinos y de aire reverso es reconciliada con el mapeo de bancos y de taladros para voladura. La interpretación de las estructuras, litología, alteraciones y mineralización se realiza en secciones NS y EO. Asimismo, esta información se reconcilia en planta para generar sólidos que definen la distribución espacial de los diferentes elementos geológicos.

Finalmente, la información geológica sirve para:

- Calcular las reservas;
- Controlar el minado de mineral y desmonte;
- Dar soporte al control geotécnico de voladura (información de durezas, alteraciones, y ubicación de fallas importantes en el campo para definir el factor de carga de explosivos);
- Definir la ubicación de las aguas subterráneas; y
- Definir zonas con potencial para la generación de drenaje ácido.

#### **2.1.2.1.1 Mapeo de Bancos**

En Pierina los bancos se mapean en planta a escala 1:500. El mapeo de bancos es una combinación de dos métodos; mapeo de líneas de detalle y mapeo de paneles; esta técnica nos permite registrar información en 2D. El mapeo de líneas de detalle se realiza a la altura del pie del banco; con este método se registra información estructural georeferenciada como, fallas, fracturas, venas, bandeamientos de flujo y contactos. A cada uno de estos tipos de estructuras se les asignan atributos como intensidad, densidad de fracturas, continuidad, relleno, rugosidad, condición de agua, etc. El mapeo de banco se realiza en la cara de banco y en él se representan principalmente los contactos, las trazas de las fallas y fracturas.

La información tomada en el campo se digitaliza en una PC Tablet® utilizando el GV Mapper®. El GV Mapper® permite digitalizar en 3D datos estructurales (fallas, fracturas, diaclasas, diques, vetas, sinclinales, anticlinales, monoclinales, contactos litológicos y de alteraciones, zonas de oxidación, brechas, hundimientos); además de asignarle atributos a cada estructura. Estos atributos son almacenados en su base de datos para posteriormente cargarlos en la red. Estos datos son extraídos y utilizados para definir las características del macizo rocoso. Además, se puede exportar datos gráficos en Cad, GIS y Minesight®.

Los datos geotécnicos son procesados en el Dips®. Este programa posee herramientas como contorno estadístico de orientación de polos, cálculo de orientación principal y análisis de atributos cualitativos y cuantitativos, con el cual se hace el análisis estadístico de los datos estructurales y se grafican polos de las estructuras con los que se identifican familias de fallas, fracturas y bandeamientos de flujos. Además, se generan diagramas de rosetas para identificar la abundancia relativa de los diferentes sistemas estructurales.

#### **2.1.2.1.2 Logueo de Taladros para Voladura**

Los datos geológicos que se registran de los taladros de voladura son recolectados en una hoja donde está representada la malla de perforación. Con esta información se definen los polígonos de mineral y desmonte, además de clasificar y definir la mezcla mineral y los destinos del desmonte de manera oportuna. También, se hace una caracterización de la dureza de las rocas.

#### **2.1.2.1.3 Método de Registro de Datos**

Los datos que se registran en la hoja de malla de perforación son: número de disparo, número de taladro, tipo de alteración, porcentaje de arcillas, durezas, contenido de finos y mineralización. Esta información se transfiere a una computadora de escritorio y se almacena en una hoja de cálculo denominado Base de Datos de los Taladros de Voladura. Ver Tabla 2.

La transferencia de datos se hace a través del software Ac Quire®, cuyo formato permite compartir información con otros usuarios. Además, son alimentados a la base de datos central del Ac Quire® para dar soporte geológico a los resultados de leyes de Au y Ag y determinar los polígonos de mineral y/o

desmante. Ver Figura 5. Este proceso es muy importante porque incide directamente en la producción y en los resultados económicos de la operación minera.

Todas estas facilidades de comunicación mediante el Acquire hacen más rápida la carga y descarga de datos de campo, agilizando el procesamiento de los mismos para la entrega de información a los Departamentos de Planeamiento, Geotecnia, Hidrogeología, Voladura y Laboratorio Químico.

### 2.1.3 Compilación e Interpretación de los Datos

Para el modelamiento geológico, el Departamento de Geología usa el software Minesight®, que permite entre otras cosas la visualización del modelo en tres dimensiones.

Inicialmente, en la base de datos del Minesight se carga todos los sondajes. Esto a través de un formato ASCII, que tiene información de ubicación de los sondajes, valores de Au, Ag, Cu, S, litología y alteraciones.

Toda esta información se muestra en secciones Norte-Sur (NS) y Este-Oeste (EO), y se procede a crear las envolventes de las alteraciones y de mineralización ( $Au > 0.16$  g/ton). También, se usa la información del mapeo superficial para extrapolar dichas secciones. Después de hacer las reconciliaciones de las secciones entre sí se crea un sólido tanto para los diferentes tipos de alteraciones así como para las envolventes de oro. Estos sólidos son los que se usan para generar el modelo de bloques. En Pierina las dimensiones de los bloques son de 10x10x10 m.

El caso descrito fue usado para el modelo inicial. Actualmente se realizan actualizaciones del modelo cada año; para este caso se toma en cuenta la información de los taladros de exploraciones, taladros de voladura y el mapeo de bancos de la mina para lograr una mejor reconciliación y en otros casos para extrapolar las alteraciones y la mineralización en los futuros planes de minados.

Las densidades usadas en Pierina están diferenciadas por tipos de materiales y estas están asociadas a las alteraciones hidrotermales.

### 2.1.4 Estimación de Reservas

Para la construcción del modelo de bloques con las leyes de oro y plata se usan las siguientes técnicas:

- Inverso de la Distancia Ponderada ó Inverse Distance Weighting (IDW), para la Estimación de Reservas; y
- Puntos Cercanos ó Nearest Neighbor (NN), y el Método Poligonal ó Polygonal Method (PM), para la Validación de la Estimación de Reservas.

Para la estimación de leyes, el depósito ha sido sub-dividido en número de zonas mineralizadas que están basadas en las alteraciones, envoltantes de leyes de oro, y los dominios estructurales. Se ha modelado cuatro tipos de alteraciones: Sílice Oqueroso (SO) ó Vuggy Silica (VS), Cuarzo-Alunita (CA) ó Quartz-Alunite (QA), Sílice-Arcilla (SA) ó Silica-Clay (SC), y Argílica ó Argillic (AR). El material coluvial mineralizado ha sido modelado como una unidad separada. El depósito ha sido sub-dividido en dos bloques estructurales únicos definidos por la falla Erika. Esta falla es sub-vertical y tiene una dirección Este-Oeste. El depósito también ha sido sub-dividido en óxidos y sulfuros.

Los correlogramas de oro y plata han sido modelados para cada dominio estructural, para establecer la anisotropía vectorial y orientar la búsqueda de las elipses. Para la estimación de las leyes de los bloques se han usado compósitos de 10 metros de longitud para minimizar el grado de suavización. Las leyes de los bloques han sido validadas de manera visual, con estadísticas y reconciliadas con datos de producción histórica. Las leyes de los bloques están clasificados en las categorías de medidos, indicados, e inferidos basados en las distancias entre los taladros. Cuando las leyes son asignadas a los bloques, se procede con la categorización del tipo de recurso o reserva de acuerdo a la estimación de la distancia desde el bloque respecto a la muestra, considerando una ley mínima explotable ó cut-off de 0.16 g/tn de oro.

### **2.1.5 Modelo de Reconciliación**

El grado de reconciliación entre el modelo de oro y el oro producido es bueno. La estimación de la varianza es +6% de acuerdo al Reporte de Reconciliación del 5 de mayo de 2010 ó “Reconciliation Mod 0510 Report”

### **2.1.6 Modelo Geológico Digital**

El Software MineSight que utiliza Pierina permite construir el modelo geológico en 3D, además es una herramienta muy útil para el cálculo de reservas. Ver Figura 6. En esta figura se aprecia la distribución del oro de acuerdo a las leyes.

## **2.2 Litología**

Debajo del cuerpo mineralizado se encuentran las lavas andesíticas porfíricas. Las lavas son generalmente de grano fino con fenocristales euhedrales de feldespatos, biotitas, fenocristales de hornblendas, y ocasionalmente están presentes ojos de cuarzo. El mineral está alojado en una secuencia de unidades de flujos piroclásticos. La principal roca huésped es la toba pumícea con contenido de fragmentos de pómez aplanadas de 5 cm de longitud en promedio, pequeños fenocristales de feldespatos, y ojos de cuarzo en una matriz de grano muy fina a vítrea.

Debajo de los tufos líticos se encuentran los tufos de pómez. Estos contienen pequeños a grandes fragmentos líticos. En la parte superior intruyendo a los piroclásticos se tiene la secuencia de flujos porfíricos dacíticos (domos).

El margen oeste del cuerpo mineralizado está limitado por fallas con dirección contraria a la andesita basal, indicando que la secuencia piroclástica está limitada por una falla contacto unida a depresión dentro de las lavas andesíticas. De acuerdo al Modelo Geológico (junio 2010), se ha identificado cuatro unidades litológicas: lavas porfíricas andesíticas y dacíticas, y tobas andesíticas y dacíticas. Ver Figura 7.

## 2.3 Alteraciones

La zonación y los tipos de alteraciones son típicos de un sistema epitermal de alta sulfuración. En general, una zona central de sílice oqueroso y cuarzo-alunita está rodeada de la alteración sílice residual y alunita, y éste bordeado por ensambles de alteración argílica de alta y baja temperatura. La alteración propilítica se encuentra contorneando a la alteración argílica.

Las alteraciones sílice oqueroso y alunitas están casi exclusivamente desarrollada en rocas piroclásticas. La andesita basal es predominantemente alterada a arcillas y solo muestra alteraciones de alunita y sílice oqueroso en delgadas zonas fracturadas.

En detalle, la alteración alunita ha sido impregnada sobre la alteración silícea. Es probable que estos tipos de alteraciones sean parte del mismo sistema hidrotermal degradándose a las alteraciones argílicas formándose en las partes más distales del sistema hidrotermal. El mineral está presente principalmente en el sílice oqueroso y la cuarzo-alunita. La alteración propilítica se observa en la parte Suroeste del tajo abierto.

Se ha reconocido siete tipos distintos de alteración basados en la mineralización secundaria y la intensidad de las alteraciones:

- Alunita-Arcilla o Alunite-Clay (AC);
- Sílice-Arcillas (SA) ó Sílica-Clay (SC);
- Argílica con Óxidos ó Argillic (AR);
- Argílica con Sulfuros ó Argillic (AR);
- Propilítico o Propylithic (PR);
- Cuarzo-Alunita (CA) ó Quartz-Alunite (QA); y
- Sílice Oqueroso (SO) ó Vuggy Silica (VS).

El material coluvial (CO) ha sido modelado como una unidad separada. El depósito está alojado en tufos andesíticos a dacíticos hidrotermalmente alterados en forma variable. El grado y tipo de alteraciones, más que el tipo de roca, son las que controlan sus características geomecánicas. Ver Figura 8.

## 2.4 Modelo Estructural

### 2.4.1 Alcance

Las discontinuidades estructurales geológicas, tales como juntas y fallas, ocurren en familias o juegos que muestran una orientación o comportamiento típico que reflejan el tipo de roca, alteraciones y rasgos de los efectos de los esfuerzos regionales que actuaron en la zona.



Desde setiembre a diciembre de 1997, durante el programa de mapeo estructural superficial, se colectaron más de 10,000 datos. También, se ha llevado a cabo un mapeo geológico estructural durante las exploraciones en los alrededores del depósito. El 98% de las estructuras mapeadas fueron juntas o grupo de juntas. Asimismo, se mapearon 146 fallas y están considerados como un grupo separado de discontinuidades estructurales.

Inicialmente se realizó un análisis del mapeo geológico estructural dividiendo el macizo rocoso en 17 dominios estructurales. Los límites entre los dominios estructurales fueron definidos tomando en cuenta los contactos de las alteraciones, y las ubicaciones de las principales estructuras.

Durante el primer semestre del 2010, se hizo la actualización del modelo geológico estructural de Pierina y se ha generado el informe titulado Revisión de la Superficie Lupe y Características Geológicas Asociadas realizado por Earth Resources Surveys Inc., (ERSI), Julio 2010.

#### **2.4.1.1 Principales Discontinuidades**

En Pierina se ha definido la ubicación y orientación de las principales estructuras (fallas y fracturas). En general, el depósito está limitado al Oeste con la falla Bárbara, y al Sur con la falla Tinyash. Otras fallas importantes son Gladis al Sur, y la falla María con dirección Este-Oeste en el centro de depósito. Gran parte de estas principales estructuras han sido interpretadas como fallas normales con buzamientos verticales a sub verticales. Ver Figura 9.

### **2.4.2 Modelo de la Paleo Superficie Lupe (PSL)**

#### **2.4.2.1 Alcance del Estudio**

La estabilidad de taludes del depósito de oro de Pierina está principalmente controlada por las condiciones geológicas e hidrogeológicas, y elementos estructurales. En particular, recientes interpretaciones del modelo geológico-estructural (2010) han concluido que una Paleo Superficie está presente y que por su ubicación espacial generará una potencial zona de debilidad e impactará definitivamente en el diseño de taludes.

Asimismo, estas interpretaciones indican que el contacto entre los flujos y tufos es una superficie ondulada con buzamientos verticales a sub verticales, el cual ha servido para dar lugar a movimientos importantes pre y post mineralizantes. En esta tesis, esta superficie ha sido referida como Paleo Superficie Lupe (PSL).

En diciembre de 2006, se revisó la geología estructural asociada a consideraciones geotécnicas, específicamente en las paredes Oeste, Sur y el área conocida como Cuerpo Sur. El principal

objetivo de este estudio fue revisar el modelo geológico de la superficie Lupe en áreas críticas para la estabilidad de taludes basado en la data geológica disponible.

En esta revisión se describe cómo la superficie Lupe vino a ser el foco de investigación y luego examina la topografía local y regional, geomorfología, litología y estructuras como evidencias de su naturaleza.

Para complementar este estudio, se ha preparado 28 secciones mostrando el logueo litológico en los taladros, las fallas y la superficie Lupe. A partir de la interpretación de las ubicaciones de los contactos litológicos en los taladros e intersecciones de las secciones se ha generado un modelo de la superficie Lupe en 3D.

#### **2.4.2.2 Ocurrencia y Características de la Paleo Superficie de los Andes**

Una Paleo Superficie es simplemente una superficie antigua. Estas son superficies erosionadas asociada con depósitos degradados y se forma como resultado de una interacción de procesos tectónicos y condiciones climáticas. Las claves para su reconocimiento son aquellas que deben ser analizadas a escala regional.

Donde la Paleo Superficie llega a ser un bloque fallado o inclinado por subsecuentes eventos tectónicos y luego enterrados por depósitos jóvenes uno puede esperar una disconformidad o una inconformidad. Las Paleo Superficies juegan un rol importante en la localización de depósitos epitermales en los Andes, Bissig (2002). El levantamiento del tectonismo cordillerano ha facilitado las barreras orográficas promoviendo la captura de precipitaciones, trayendo como resultado una erosión fluvial regional bajo condiciones semi-áridas. El levantamiento tectónico secuencial ha generado una serie de Paleo Superficies separada por paredes empinadas o escalonadas y una rápida disminución del nivel freático, combinado con un crecimiento lateral de aguas subterráneas intensificado con fluidos calientes asociados con la actividad hidrotermal.

En el norte del Perú, entre las latitudes 10° S a 10°30' S, Myers (1976) describe 5 paleo superficies maduras entre la cumbre de la Cordillera Negra y la costa del Pacífico. La más antigua y la más alta es la superficie Cochapampa, una disectada y ondulada superficie que yace íntegramente en las rocas volcánicas del Cretáceo al Paleoceno que forman la raíz del Batolito de la Costa. Los niveles más altos de la Cordillera Negra son concordantes con la superficie Cochapampa.

MBM ha desarrollado el concepto de paleo superficie en base a las dataciones hechas por Strusievcz's (2000). El mapa del tiempo de las unidades volcánicas del distrito Huaráz se muestra en la Tabla 3.

### 2.4.2.3 Topografía

#### 2.4.2.3.1 Topografía Regional y Paleo Superficies

La topografía del área se muestra en la Figura 10, un modelo de elevación creado del ASTER Global DEM con 30 m de malla. La Figura 11 muestra las vistas en perspectiva de la mina Pierina y sus alrededores. En la Figura 10 se muestran las líneas de dos perfiles y en la Figura 12 se muestran las secciones respectivas. La superficie Cochapampa está marcada por niveles concordantes en la parte superior de la Cordillera Negra. Tosdal (1984) dio una tentativa edad de 22,5 Ma para la edad de la superficie Cochapampa, posiblemente dentro del intervalo de 23.8 a 16.8 Ma reconocido por Strusievicz.

#### 2.4.2.3.2 Topografía Local

La superficie topográfica anterior al desarrollo de la mina Pierina se muestra en la Figura 13. La fuente de esta topografía es desconocida, presumiblemente fue generada de un levantamiento fotogramétrico realizado en 1967 (escala 1:37,650) ó 1970 (escala 1:14,250). El intervalo de los contornos es 10 m aunque se desconoce si esto refleja la precisión vertical.

La Figura 14 muestra las fotografías aéreas (1967) con vistas en planta y perspectivas tomadas en una DEM de la superficie topográfica original junto con las características mostradas en la Figura 13. Asimismo, en la Figura 13 se muestran las escarpas prominentes, los lineamientos de la fotos aéreas, y las zonas de falla Barbara y Tinyash con sus características identificadas por T.K. Krishnan (2005). La última incluye 5 bloques deslizados, el "Corte Sur Oeste" y el "Graben Hundido". El Corte Sur Oeste se refiere al alineamiento de escarpas y depresiones con tonos oscuros en las fotografías aéreas. La falla Tinyash tiene aproximadamente 100 metros de ancho y está expuesto al Sur Este del tajo. El graben hundido se refiere a una irregular depresión ubicado al Sur, en la cabecera de los ríos tributarios de la quebrada Quinquishinca.

La topografía original muestra una amplia evidencia de escarpas cóncavas próximas al tajo abierto Pierina que han sido desarrolladas en respuesta a la pérdida de la masa rocosa. Uno de los mejores ejemplos de esto es la más alta línea divisoria de aguas de las quebradas Yarcoc y Seca, ahora

englobada dentro de Pierina e incorporados en las porciones de bloques deslizados identificados por Krishnan como S3, S4 y S5.

El análisis de las fotos aéreas y el modelo de elevaciones de la superficie original indica que hay una segunda estructura con alineamiento Nor Oeste que cruza el tajo abierto, extendiéndose desde la quebrada Quinquishinca hasta la quebrada Pucacorral y referidas aquí como "Alineamiento Q-P". En las fotografías aéreas este alineamiento está definido con tonos oscuros y se observa un cambio del talud en las áreas levantadas y segmentos de drenajes lineales de las dos quebradas. Este es interpretado como una fractura profunda buzando al Nor Este o una zona de fracturas que es una extensión de la falla a lo largo de la quebrada Quinquishinca. Esta característica es importante porque se aproxima a la cabeza superior del bloque deslizado S3 de Krishnan.

La elevación de Pierina, ~ 4,100 m.s.n.m., yace debajo de la cima de la superficie Cochapampa. Las vistas en perspectiva del área de Pierina, Figura 15, muestran su ubicación en una superficie ondulada y levantada con relativo bajo relieve que se extiende desde Pierina Sur hasta Santo Toribio. Posiblemente esta superficie levantada fue una Paleo Superficie joven, o un bloque hundido de la Superficie Cochapampa.

La Figura 15 es una vista en perspectiva de la topografía original con similares características. La identificación de la extensión del Alineamiento Q-P está realzada en las vistas en perspectiva. El levantamiento de la superficie suavemente ondulado es también obvio en estas vistas y tiene toda la apariencia de una Paleo Superficie remanente, que actualmente está siendo destruida por las zonas inestables en los sectores Norte, Este y Sur.

### **2.4.2.3.3 Geología relacionada al Modelo Lupe 2010**

#### **2.4.2.3.3.1 Revisión de Datos de las Edades**

Los datos de las edades consisten en aquellos reportados por Strusievics (1998 y 2000) en los estudios hechos para Minera ABX Exploraciones S.A.

Gaboury (2001) en su descripción geológica de Pierina hizo referencia a los resultados de Strusievicz tomados

en 1998. Dos muestras de la andesita inferior tomadas por Gaboury reportaron edades de alrededor de 21 Ma.

El plegamiento de la rocas del grupo Calipuy está restringido a las Fases de Strusievicz A y B, éstos son ejemplos que tienen más de 29 Ma. El más antiguo de estos es de 38 a 41 Ma, último período Orogénico Incaico Eocénico y el más joven es de aproximadamente 30 Ma correspondiente al último evento Oligoceno Aymara. En opinión de Strusievicz este es el último evento que separa a las unidades superior e inferior del grupo Calipuy.

#### **2.4.2.3.3.2 Estratigrafía**

Hay tres compilaciones geológicas hechas del basamento rocoso y en los alrededores de la mina Pierina. El primero hecho por Gaboury (2001), el segundo hecho por Gaboury y Castelle (2004), y la última actualización hecha por Manrique (2007). Una comparación de las secuencias estratigráficas de Gaboury y Manrique correlacionadas con la estratigrafía de Strusievicz del grupo Calipuy se muestra en la Tabla 4.

El actual mapeo del tajo reconoce cuatro principales unidades: andesita porfirítica, tufo andesítico, tufo dacítico y dacita porfirítica (también referido al Pórfido Cuarzo Feldespático ó Quartz Feldspar Porphyry (QFP). La distribución de estos se muestra en la Figura 7. Las unidades pórfido andesítico y pórfido dacítico están consideradas a ser las unidades más antiguas y más jóvenes respectivamente. La unidad tufo andesítica yace sobre la andesita porfirítica y está sobre la unidad tufo dacítica.

### 2.4.2.3.3.3 Ubicación y Descripción de la Paleo Superficie Lupe

Hay tres configuraciones generales de la superficie Lupe. El primero una superficie ondulada muy irregular, el segundo como una falla contacto con buzamientos verticales a sub-verticales, y el tercero como disturbada. Ejemplos de estas formas de ocurrencia se encuentran en los alrededores del tajo como remanentes del levantamiento de la superficie y en el fondo del tajo.

La Foto 1 se ubica en la parte superior, al Sur Oeste del tajo (215 524 m E, 8 954 709 m N) y muestra un contacto muy irregular con bloque angular asentado de tufo gris oscuro en una andesita argilizada. Ver Anexo G.

La Foto 2 es una vista en lado Sur en el fondo del tajo. Aquí el tufo dacítico alterado a cuarzo-alunita se encuentra sobre la andesita argilizada en un contacto totalmente irregular. Ver Anexo G.

Ejemplo de la falla contacto Lupe ocurren en varios lugares entre el borde y el fondo del tajo. La Figura 16 muestra la configuración del contacto Lupe en una vista en planta, trazado en la topografía de mayo 2010. Como se ha mencionado, la PSL está definida como la unidad de la superficie superior de la andesita porfirítica sobre la que yace cualquiera de las unidades de tufos andesíticos o dacíticos. Donde la andesita porfirítica ha sido intruida por una dacita joven o un pórfido cuarzo-feldespato la superficie ha sido obliterada y no puede ser identificada; por ejemplo el contacto entre los pórfidos andesíticos y dacíticos no es considerado como la superficie Lupe.

Hay tres formas de presentación generalizadas de la superficie Lupe dentro de la mina; una con profundo buzamiento hacia el Este en la pared Oeste del tajo; otro ondulado

(plegamiento con bajas amplitudes) en el fondo del tajo que tiene un buzamiento general al Sur; y una porción desorganizada en las paredes Oeste y Sur Este que está disturbada por fallamientos e intruidos por una dacita porfirítica. En los extremos Norte y Sur en los límites del tajo la superficie Lupe buza suavemente al Este.

Las vistas en perspectiva de la superficie Lupe se muestran en la Figura 17. El buzamiento profundo hacia el Nor Este en la pared Oeste del tajo es coincidente, con la falla F-14. Se observa que la andesita porfirítica ha colapsado en una falla contacto, al cual se interpreta como estructura tipo graben.

## **2.5 Importancia de la Actualización de los Modelos Geológico y Estructural**

Los modelos geológico y estructural contienen información básica para la generación de los modelos geomecánicos e hidrogeológicos. Asimismo, debido al avance del minado se tiene contactos de alteraciones y litológicos así como las estructuras mejor definidas respecto al modelo realizado en base a inferencias; es importante que estos modelos sean actualizados anualmente con la finalidad de ajustar y calibrar los parámetros geomecánicos e hidrogeológicos.

## CAPITULO III

### 3 MODELO GEOTÉCNICO

#### 3.1 Descripción del Modelo Geotécnico

El modelo geotécnico en Pierina se ha desarrollado en secciones en los cuales se plasman todos los parámetros geomecánicos. Aún no se ha desarrollado un modelo de bloques. Los criterios de resistencia al corte se muestran en la Tabla 5. Las fallas se han modelado usando la envolvente lineal de resistencia al corte de Mohr-Coulomb con  $\Phi' = 18^\circ$ , y  $c' = 50$  kPa, basado en los resultados de los retro-análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H (Piteau, 2009a). Los análisis de estabilidad estáticos se realizaron usando el programa computacional Slide (v. 6), estos análisis fueron llevados a cabo usando el método de Equilibrio Límite General (GLE) en 2D. Se han considerado modos de falla no circulares. Para reflejar la degradación de la resistencia debido a la perturbación del macizo rocoso dentro de los 50 metros del tajo, se ha asumido un valor de perturbación de  $D=1.0$  (Hoek 2003).

#### 3.2 Actualización del Modelo Geotécnico

La actualización del modelo geotécnico en las secciones se ha realizado calibrando los parámetros geomecánicos a partir de los resultados de los retro-análisis de las más recientes zonas inestables que se tuvieron en el tajo abierto (2009). Para la validación de la VDM 2011 se han tomado en cuenta los resultados de los retro-análisis de las Zonas Inestables P4-08-B (Abril 2009) y P3-07-A y P7-09-H (Diciembre 2009).

#### 3.3 Descripción de las Investigaciones Geotécnicas

##### 3.3.1 Investigaciones de Campo

Aproximadamente 70 sondajes, representando 11,550m de testigos fueron perforados y logueados geomecánicamente. El tipo de perforación utilizado fue diamantino con diámetro HQ (63.5 mm). El logueo geomecánico se realizó en la sala de logueo. Se ha determinado que la geología estructural requería una base de datos ampliada y refinada para el análisis de posibles mecanismos de inestabilidad. Por consiguiente, se hizo el ajuste a los formatos del logueo y mapeo para la colección de datos. En seguida se hizo la implementación del mapeo estructural de los afloramientos y de los taludes en los cortes de las carreteras. Se hizo una combinación de la base de datos geológicos (tipos de rocas y alteraciones) y geomecánicos (espaciamiento y condición de fracturas – Bieniawski 1976).

También se revisó la base de datos de los logueos geomecánicos y de los ensayos de carga puntual (PLI).



### 3.3.2 Trabajo de Gabinete

Los análisis estructurales fueron llevados a cabo usando los datos colectados del mapeo geológico. El mapeo estructural fue compilado, procesado y ploteado en las proyecciones de hemisferio inferior igual usando el programa DIPS (v. 4.03). Para definir los juegos de discontinuidades básicos en el macizo rocoso se usaron métodos estadísticos. Los planos y las secciones geológicas fueron revisados para desarrollar una apreciación de la distribución de los tipos de rocas, alteraciones y las principales estructuras dentro del área del tajo, y se definieron los dominios estructurales.

Los estimados de las durezas de campo de los logueos geomecánicos fueron compilados y comparados con los resultados de los ensayos de laboratorio de Carga Puntual o Point Load Index (PLI) para generar los parámetros de resistencia que serán utilizados en los análisis de estabilidad.

### 3.3.3 Colección de Datos y Compilación

En agosto de 1997, durante la revisión geotécnica hecha por Piteau, se determinaron los parámetros geomecánicos a ser colectados y compilados de los testigos diamantinos.

### 3.3.4 Proceso de Colección de Datos

Se hizo un programa de logueo geomecánico de los 70 sondajes con los parámetros que se indican en la Tabla 5.

### 3.3.5 Resistencia y Competencia de la Roca

La resistencia y la competencia del macizo rocoso en general dependen de resistencia de la roca intacta, del carácter y espaciamiento de las discontinuidades. En Pierina, el análisis de competencia del macizo rocoso se ha basado en los resultados de la geología y el logueo geomecánico detallado. Inicialmente, este consistió del logueo de RQD (y variaciones de RQD) y durezas.

Se realizaron ensayos en el laboratorio de los testigos tomados de los sondajes para los tufos y andesitas típicos para la Resistencia a la Compresión No Confinada ó Uniaxial Compression strength (UCS). Ver Tabla 5.

Los parámetros geomecánicos que se tuvieron en cuenta fueron los siguientes:

- En junio 1997, Call & Nicholas realizó para el tajo de la mina Pierina ensayos de laboratorio con los testigos de sondajes diamantinos con el objetivo de obtener el UCS para las andesitas, y los tufos líticos y pumíceos. Estos ensayos fueron realizados para ambos tipos de litología con alteraciones cuarzo-alunita y argílica. A partir de estos

ensayos se establecieron correlaciones con las durezas de campo calibradas con el Índice de Carga Puntual;

- En junio 1997, Call & Nicholas realizó para el tajo de la mina Pierina ensayos de laboratorio con los testigos de sondajes diamantinos con el objetivo de obtener el UCS para las andesitas, y los tufos líticos y pumíceos. Estos ensayos fueron realizados para ambos tipos de litología con alteraciones cuarzo-alunita y argílica. A partir de estos ensayos se establecieron correlaciones con las durezas de campo calibradas con el Índice de Carga Puntual;
- Los valores de las Resistencias a la Compresión No Confinadas fueron estimados de los ensayos de dureza en el campo a partir del ISRM (1981). Los valores de la dureza fueron calibrados con los datos del Índice de Carga Puntual, y una escala de dureza ha sido desarrollada para cada tipo de alteración. Ver Figura 18. En abril de 2012 se realizaron adicionales ensayos de laboratorio para el UCS y los módulos elásticos para el análisis de deformaciones:
  - RQD;
  - Litología (disponible de los logueos geológicos);
  - Alteración (disponible de los logueos geológicos);
  - Espaciamiento estimado (o Frecuencia de Fracturas), según Bieniawski (1976);
  - Estimado de condición de fracturas, según Bieniawski (1976); y
  - Modelo hidrogeológico (junio 2010).

Estos parámetros fueron usados para estimar el RMR definido por Bieniawski (1976), y el UCS definido de la escala de dureza de campo para cada corrida del testigo. Los valores de las Resistencias a la Compresión No Confinadas fueron estimados de los ensayos de campo de dureza a partir del ISRM (1981). Los valores de la dureza fueron calibrados con los datos del Índice de Carga Puntual y se desarrolló una escala de dureza para cada tipo de alteración estableciendo una correlación de durezas con UCS a partir del PLI (ver Figura 18). En abril de 2012 se realizaron adicionales ensayos de laboratorio para el UCS, con estos datos se ha corroborado que este parámetro está dentro de la asunción planteada para el análisis de estabilidad. De igual forma se hicieron ensayos de laboratorio para los módulos elásticos y éstos se utilizaron en el análisis de deformaciones.

Los valores de RMR y UCS fueron promediados y revisados basados en la ubicación específica, litología, y alteración. Se ha determinado que la alteración y, en menor extensión, la litología influyó en el RMR y UCS.

El análisis indica una pequeña diferencia entre el promedio de las propiedades geotécnicas de los tufos líticos y los tufos de pómez; para el propósito de este estudio todos los tufos están considerados como una sola unidad litológica. Las propiedades geomecánicas promedio y así como el RMR estimado están resumidas en la Tabla 6.

### 3.3.5.1 Resistencia de la Roca Intacta

El UCS de la roca intacta se requiere para determinar la resistencia relativa de la roca y estimar la resistencia al corte del macizo rocoso.

En Pierina se han realizado ensayos de laboratorio para determinar el UCS de muestras de testigos diamantinos típicos cuyos resultados se muestran en la Tabla 5. A partir de estos resultados de laboratorio se han estimado los UCS para determinar la Dureza de Campo para el resto de los testigos.

Asimismo, la resistencia de la roca intacta en Pierina, ha sido determinada basado en la estimación de dureza de campo y de los ensayos de carga puntual o Point Load Index (PLI) llevados a cabo durante el logueo de sondajes. Estos métodos permiten realizar análisis relativamente rápido de una gran cantidad de datos de logueos.

Un estimado razonable del UCS puede ser hecho aplicando un simple juego de ensayos mecánicos para estimar la dureza de la roca, como lo recomienda la Sociedad Internacional de Mecánicas de Rocas (SIMR) o International Society of Rock Mechanics (ISRM, 1981). La dureza de campo fue medido durante el logueo de testigos y registrados en sus respectivos formatos.

El ensayo de carga puntual es un procedimiento de ensayo usado para el cálculo de un índice de resistencia de la roca. Este índice se puede utilizar para estimar la resistencia a la compresión no confinada. El ensayo de carga puntual o PLI es un método aceptado para la estimación del UCS de los especímenes de roca. Los especímenes de roca son quebrados por la aplicación de una carga concentrada usando un plato cónico.

La ISRM (1981) ha establecido los procedimientos para el ensayo y el cálculo del índice de resistencia de carga puntual. En el ensayo axial, el espécimen es cargado paralelo al eje longitudinal y por lo tanto es el más parecido al ensayo de UCS.

Este ensayo permite la determinación del índice de resistencia de carga puntual no corregido ( $I_s$ ). Este debe ser corregido al diámetro equivalente estándar ( $D_e = 50\text{mm}$ ). Si el diámetro del espécimen esta cerca de 50mm (como con los núcleos NX), la corrección no es necesaria. El procedimiento para la corrección por tamaño puede ser obtenido gráficamente o matemáticamente por los procedimientos definidos por la ISRM. El valor para el  $I_{s50}$  (en libras por pulgada cuadrada) se determina por la siguiente ecuación:

$$I_{s50} = P/D_e^2$$

donde  $P$  es la carga al momento de la falla en libras (presión por área del pistón) y  $D_e$  es el diámetro de núcleo equivalente, en pulgadas.

El análisis hecho al correlacionar el índice de la prueba de la carga del punto (Is50) con la resistencia compresiva uniaxial (UCS) sirve para determinar los factores de conversión entre estos dos parámetros para los distintos tipos de roca. Sin embargo, tanto la resistencia de la roca determinada por el ensayo de carga puntual, como la resistencia a la compresión no confinada (UCS), son índices de la resistencia de la roca intacta y no del macizo rocoso.

El UCS fue estimado multiplicando Is50 por un factor de correlación 20, nuestra experiencia indica que es realista para los tipos de rocas de Pierina, y está dentro del rango de los factores recomendados por el ISRM.

El promedio de dureza de campo para cada unidad geotécnica también fue usado para estimar el UCS para el resto de los testigos diamantinos. Esto fue realizado inicialmente basado en la correlación estándar sugerida por el ISRM. Los valores del UCS, tal como fueron determinados por los ensayos del PLI, fueron correlacionados con los valores de la dureza de campo de cada espécimen. A partir de estos se han desarrollado tres correlaciones para las rocas con alteraciones argílica, cuarzo-alunita, y sílice oqueroso. Los valores promedios del UCS, así como las durezas de campo determinadas, están resumidas en la Tabla 5 y la Figura 18. Es importante destacar que los ensayos PLI generalmente indican valores más altos que los resultados obtenidos de las durezas de campo.

### **3.3.5.2 Calidad del Macizo Rocosó (RMR)**

El RMR fue estimado para cada unidad geotécnica usando el procedimiento establecido por Bieniawski (1976). Para cada unidad geotécnica se calcularon los valores de los promedios ponderados para el UCS (determinado por la dureza), RQD, la frecuencia de fracturas, y el estimado de la condición de fracturas. Basado en el juicio ingenieril y la inspección de los testigos, los valores del RQD para las rocas argilizadas han sido disminuidos por una desviación estándar. Además, los valores estimados para la Condición de Fracturas han sido revisados por Piteau basados en la inspección de los testigos. Para rocas argilizadas, la Condición de Juntas ha sido incrementada en +1, para rocas con alteración Cuarzo-Alunita de +3 á +6, y para las rocas con alteración sílice oqueroso de +5 á +8. Para todos los casos, la valoración de aguas subterráneas es 10, y es equivalente a condiciones completamente secas, como lo recomendado por Hoek y Brown (1988).

### **3.3.5.3 Estimación de la Resistencia del Macizo Rocosó**

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso para cada unidad geotécnica fueron estimados usando el Criterio de Falla de Hoek-Brown actualizado (Hoek and Brown, 1997). El promedio RMR y la resistencia de roca intacta (UCS) discutidos arriba y los valores del coeficiente,  $m_i$ , están resumidas en la Tabla 6. Se ha

asignado un valor para el  $m_i$  de 12 para la alteración argílica, y 17 para la alteración cuarzo-alunita, dentro de los 50 m de la superficie original para ambas alteraciones.

### 3.3.5.4 Resistencia al Corte de las Discontinuidades

Se ha determinado los siguientes parámetros

Estructuras	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción (°)
Juntas	0	35
Fallas (desde 35° a mayor de 70°). Para el Análisis Cinemático	0	30
Fallas (desde 35° a mayor de 70°). Para el Análisis de Falla Profunda	20	20

## 3.4 Importancia de la Actualización del Modelo Geotécnico

Es práctica común tomar asunciones para realizar el análisis de estabilidad de taludes y generalmente estas asunciones están basadas en mapeos y logueos geomecánicos, y ensayos de laboratorio realizadas al inicio del proyecto. Lo que habitualmente se observa en la realidad es que estos parámetros escogidos difieren significativamente y obliga hacer un ajuste y calibración de estos parámetros en sectores donde se requiere hacer el estudio. El tener un modelo geomecánico actualizado para todo el tajo requiere de un arduo trabajo que se inicia con la revisión de la geología, geología estructural, e hidrogeología existente. Asimismo, se necesita realizar ensayos de laboratorio para calibrar los parámetros de resistencia y con estos parámetros calibrados actualizar el mapeo de los taludes y el logueo de los testigos de los sondajes diamantinos. A su vez estos datos deben ser sistemáticamente registrados en una base de datos para finalmente construir una actualización del modelo geomecánico. Naturalmente, para conseguir este modelo actualizado se requiere de recursos tales como de un equipo de especialistas, el tiempo adecuado y un presupuesto importante. Una de las ventajas que se tiene es lograr un buen nivel de confiabilidad en el análisis de estabilidad y si los FdS son mayores que el criterio de aceptabilidad establecido se tiene la oportunidad de disminuir los ángulos inter-rampa para reducir el desbroce y generar un ahorro económico importante que impactará en el flujo de caja y el valor presente neto. Otra ventaja es que este modelo se puede usar para evaluar las nuevas geometrías del tajo cuando se necesita hacer cambios importantes en los planes de minado. Por consiguiente, considero que es de vital importancia tener un modelo geotécnico actualizado anualmente.

## CAPITULO IV

### 4 MODELO HIDROGEOLÓGICO

#### 4.1 Alcance

La presencia del agua puede afectar a las paredes del tajo en dos formas:

- Cambiar el esfuerzo efectivo reduciéndolo como resultado del desarrollo de presión de poros dentro del tajo abierto que está siendo excavado. Con el incremento de la presión de poros se reducirán los parámetros de resistencia del macizo rocoso, incrementando la posibilidad de producir zonas inestables y potencialmente generar taludes más echados u otras medidas de remediación para compensar la reducción de la resistencia de la masa rocosa; y
- Crear condiciones de saturación lo que conlleva a un estancamiento del agua dentro de las paredes del tajo, los cuales pueden dar como resultado:
  - Pérdida parcial o total de los accesos del tajo;
  - Mayor uso de explosivos, o uso de explosivos especiales con el cual se incrementa el factor de potencia;
  - Incremento del uso de equipo auxiliar y sistema de carguío ineficiente;
  - Incremento del daño a las llantas e ineficiente acarreo, y
  - Trabajo en condiciones inseguras.

#### 4.2 Drenaje en la mina Pierina

##### 4.2.1 Drenaje Superficial

La escorrentía superficial está controlada por la morfología actual y por una delgada capa de material coluvial con matriz areno –limo –arcilloso y turba, que generalmente es un gran almacenador de recurso hídrico, que tiene la particularidad de liberarlo muy lentamente hasta secar sus reservas cuando el periodo lluvioso es escaso.

##### 4.2.2 Drenaje Subterráneo

La hidrogeología del tajo Pierina es muy compleja. Los estudios hidrogeológicos en Pierina han sido llevados a cabo por Leggette, Brashears & Graham Inc. (LGB) en el año 1997. Los resultados de estos estudios han sido resumidos en dos reportes preparados por LGB, titulados “Hydrogeological Basic Data Report, Mine Site and Quebrada Pacchac Areas, Pierina Mine Project, Huaráz, Peru”, junio 27, 1997 y “Ground-water Supply Investigation, Barrick Gold Corporation Pierina Mine Project, Huaráz, Peru”, diciembre 12, 1997. Los siguientes análisis estuvieron basados en la revisión de los reportes de LGB y la información obtenida de los 18 piezómetros que fueron instalados en esa temporada en toda el área del tajo abierto. Al 31 de diciembre de 2011 se tuvo 60 piezómetros de cuerda vibrante instalados en el tajo abierto Pierina, las cuales están distribuidos en los taludes Oeste, Sur y Sureste, es decir, las Fases 7 y 5C.

Las aguas subterráneas se presentan en rocas fracturadas en toda el área del proyecto. De acuerdo a LGB, las aguas subterráneas están presentes en condiciones confinadas y no confinadas, dependiendo en parte de la distribución y densidad de las fracturas. El nivel freático existe en varios lugares, particularmente en la parte Norte del tajo. En esta área, el tufo andesítico está compuesto de abundante arcilla, la cual tiende a actuar como acuífero y tiene la forma de una cuchara. Esta condición del nivel freático tiene el mismo comportamiento en la línea 450S y 250E, y al Oeste de la falla contacto con la andesita. Al Norte del tajo, las aguas subterráneas alimentan varios manantiales.

Basados en las mediciones hechas en agosto 20 de 1997, LGB ha indicado que la ocurrencia de los acuíferos superficiales y subterráneos tiene distintos niveles freáticos. La revisión de los niveles freáticos contorneados en los planos proveídos por LGB indica que el flujo subterráneo generalmente imita a la topografía, fluyendo al Norte y Este. Las gradientes horizontales hidráulicas superficiales y profundas en el lecho rocoso, y en los alrededores del tajo, tienen un promedio aproximado de 0.4, indicando altos flujos. De la interpretación de las superficies de los niveles freáticos se concluye que hay una buena interconexión entre las fracturas en el macizo rocoso; este dato es importante para los estudios de drenaje del tajo. LGB ha calculado las conductividades hidráulicas y los promedios tienen un rango de  $3.4 \times 10^{-4}$  cm/s para los tufos a  $4.9 \times 10^{-4}$  cm/s para la andesita. Esto indica que los taludes pueden ser bien drenados y que el drenaje natural es lo que se espera. Sin embargo, es importante notar que las condiciones del nivel freático pueden desarrollar detrás de las fallas otros posibles acuíferos, y que el macizo rocoso no puede drenar fácilmente en áreas con rocas de alteración argílica.

El principal control del drenaje subterráneo está asociado al paleo relieve, a un fuerte control estructural, a la alteración hidrotermal de las rocas y a su grado de fracturamiento. Las aguas subterráneas son gobernadas por controles hidrogeológicos (litológico, estructural, geomorfológico, de alteraciones hidrotermales y mineralógicos).

El principal control hidrogeológico estructural es el lineamiento N-S al Oeste del tajo Pierina y es concordante con la Falla Bárbara. Las estructuras más favorables para la movilización de las aguas subterráneas son las E-W y las N-S, por ser de carácter distensivo. Las estructuras de dirección NE que intersectan al sistema bárbara conducen agua pero en menor cantidad que Bárbara.

Para las Fases 7 y 5C se tienen 60 piezómetros instalados los cuales sirven de base para el modelo hidrogeológico, los que a su vez proporcionan datos de los niveles freáticos esperados en el tajo.

Para la Fase 8 debido a la limitada cantidad de data disponible, se han asumido un rango de condiciones freáticas para el análisis presentado en esta tesis. En este caso, se realizaron los análisis de estabilidad de taludes para falla profunda con la siguiente condición para el agua subterránea:

- Considerar una despresurización a 50m y 70m de profundidad, horizontalmente detrás del talud del tajo, para las alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente. Esta consideración simula los efectos de los drenes horizontales, u otros métodos de drenaje.
- Para todas las fases de minado se debe tener en cuenta las siguientes condiciones para el agua subterránea:
  - Asumir un drenaje natural (pasivo) debido al avance del minado; y
  - Asumir un talud completamente drenado.

### 4.3 Modelo Hidrogeológico en la Mina Pierina

El modelo hidrogeológico ha sido construido por Water Management Services (WMS) en el año 2008. Las últimas actualizaciones fueron hechas por MBM el año 2009 y junio de 2010. Como base de la descripción del modelo hidrogeológico en Pierina, se describe los dos componentes: la hidrología y la geología seguida por el modelo conceptual hidrogeológico y una breve descripción del modelo numérico.

Es importante anotar la diferencia entre los modelos hidrológico e hidrogeológico. El primero de ellos está basado en el ciclo hidrológico y las aguas de escorrentía superficial (han evolucionado desde factores físicos donde se tenía en cuenta la evaporación, escorrentía en medio saturado, escorrentía superficial en canales, infiltraciones, etc.) mientras que el modelo hidrogeológico se caracteriza por interpretar e intentar representar el modelo hidráulico de los acuíferos y de las aguas subterráneas mediante líneas equipotenciales trazados en planos en planta y secciones; tomando en cuenta diferentes controles geológicos como la litología, alteraciones hidrotermales, geoformas y estructuras geológicas generando un modelo tridimensional.

#### 4.3.1 Hidrografía del área en la mina Pierina

El área de Pierina se localiza en la Cordillera Negra, hidrográficamente en la margen izquierda de la cuenca del río Santa, la que desemboca en el Océano Pacífico. El área de Pierina abarca las microcuencas de Pucaurán-Atupa, Pacchac, Huellap y Llacash. Ver Figura 19.

El área de la mina en dirección Noroeste, abarca las cabeceras de la margen derecha del río Llacash, en dirección Norte la parte alta de la quebrada Puca Uran (área del tajo abierto), y la parte media alta de la quebrada Pacchac (área de la Pila de Lixiviación y el Botadero de Desmonte) y en dirección Sur la cabecera de la margen izquierda de la quebrada Huellap.

Por el tamaño relativo de sistemas hidrológicos los 4 sistemas hidrológicos evaluados se denominan microcuencas (menos de 100 km<sup>2</sup>).



### 4.3.2 Precipitación Mensual y Anual en el área de la mina Pierina

El patrón de distribución de las precipitaciones generadas es claramente estacional, se puede apreciar que el periodo seco comprende desde mayo hasta setiembre y representa el 7.6% de la precipitación total anual y la estación húmeda se presenta entre los meses de octubre a abril que representa el 92.4% de la precipitación total anual.

El valor mínimo y máximo histórico registrado en la Estación Meteorológica Mina es de 0.0mm (junio a agosto de 2005) y 375.0mm (Marzo de 2005), respectivamente. La precipitación total anual oscila entre 924.3mm (2005) hasta 1,692.8mm (2009). El promedio desde el 1 de enero 2010 hasta 31 de diciembre de 2010 es 1,229.2mm. Ver Tabla 10 y Figura 20.

### 4.3.3 Precipitación Máxima en 24 Horas – Área de la mina Pierina

Para el área de estudio, empleando el criterio conservador, se eligieron los valores más altos de precipitación máxima en 24 horas obtenidas de la data histórica de la estación Huaráz. La precipitación máxima en 24 horas, en el área de Pierina, para un periodo de retorno de 50, 100, 200 y 500 años es de 66mm, 71mm, 77mm y 84mm, respectivamente. Ver Tabla 11.

### 4.3.4 Geología de la zona en la mina Pierina

En el área de la mina Pierina la base de la sección geológica lo forman los pliegues y las fallas de empuje de las rocas sedimentarias de edad Cretácica. Las rocas volcánicas del Grupo Calipuy (Cretácico Superior a Terciario Inferior) forman la parte superior de la sección geológica y huéspedes del depósito de mineral de oro y plata.

En el área de la mina, la litología de las rocas volcánicas incluye la toba dacítica y los flujos de lava andesíticos, los cuales fueron intruidos por el flujo de pórfido cuarzo-feldespato o Quartz-Feldspar Porphyry (QFP) en el Sur del yacimiento. El QFP originalmente actuó como una tapa en el sistema hidrotermal. Dentro del área de la mina, hay cuatro principales litologías:

- La toba dacítica que alberga la mayor parte del mineral;
- La toba andesítica;
- El flujo lávico andesítico que subyace a la toba dacítica y tiene fuerte alteración argílica; y
- El flujo dacítico o el flujo del domo complejo del QFP que está presente en la zona suroeste del tajo abierto. Este QFP corta a ambos, tanto a las lavas andesíticas así como a las tobas dacíticas.

#### 4.3.4.1 Alteración Hidrotermal

La alteración hidrotermal ha afectado a todas las litologías, e incluye la alteración Propilítica (PR), alteración Argílica (AR), Cuarzo-Alunita (CA), Sílice Oqueroso (VS), Alunita-Arcillas, y Sílice-Arcillas.

La alteración sílice oqueroso se presenta principalmente en la toba dacítica y ha generado una roca dura, frágil, y se encuentra muy fracturada. La alteración de cuarzo-alunita se puede encontrar en las unidades dacítica y andesítica y ha generado una roca dura y frágil, y se encuentra moderada a fuertemente fracturada.

La interpretación geológica más reciente indica que el contacto entre la andesita y toba dacítica es una superficie ondulada, erosionado por una paleo-superficie. Esta paleo-superficie presenta evidencias de movimientos considerables de eventos pre- y post-mineralizantes y ha sido denominado Paleo Superficie Lupe (PSL). Esta paleo superficie está empinada en la pared Oeste y se aplanan en la pared Este del tajo.

Antes del inicio de la construcción del tajo, una capa de espesor variable compuesta de material aluvial y coluvial, cubría la mayor parte del yacimiento y actuaron como una unidad de recarga de temporada y la fuente de agua para varios manantiales y filtraciones.

#### 4.3.4.2 Estructuras Geológicas

Las estructuras geológicas dominantes en la zona del tajo de Pierina son una serie de grandes fallas normales de alto ángulo alineados en cuatro tendencias distintas. Las fallas en las lavas andesíticas y tobas, por debajo de la Lupe, son en su mayoría de alto ángulo.

La Figura 9 muestra un mapa de la superficie estructural de la mina Pierina. Las tendencias estructurales más importantes desde el punto de vista hidrogeológico son:

- **Norte – Sur:** Un sistema dominado por la zona de la falla Bárbara en el pared Oeste;
- **Noroeste – Sureste:** Un sistema de fallas sub paralelas de Norte a Sur e incluye a las siguientes fallas: Gladys, Tinyash, Gloria, y Nilda;
- **Noreste – Suroeste:** Un sistema de fallas que incluye las siguientes fallas principales: Antauran, Sonia, y Liliana-Pierina; y
- **Este – Oeste:** Un sistema cuyo mejor ejemplo es la falla Erika en la zona Centro-Oriental del tajo.

### 4.3.5 Modelo Hidrogeológico Conceptual

El modelo hidrogeológico conceptual de la mina Pierina se basa en la infiltración de la lluvia como la fuente principal de agua subterránea. La recarga del agua subterránea por la infiltración de la precipitación se produce en el Sur y Suroeste del tajo. En general, el agua subterránea fluye hacia el Norte y Noreste, bajando hacia el río Santa. El nivel freático a menudo se encuentra arriba de la Paleo Superficie Lupe dentro de los tufos dacíticos fracturados.

Las descargas de las aguas subterráneas poco profundas se dan en las quebradas cercanas al tajo, o en los manantiales conectados a las dacitas dentro del tajo. Cuando el nivel freático se encuentra a gran profundidad la descarga se da en quebradas debajo del tajo.

#### 4.3.5.1 Unidades Hidrogeológicas

Las unidades hidrogeológicas del modelo conceptual están relacionadas con las unidades geológicas definidas anteriormente. Estas unidades hidrogeológicas son las siguientes:

- **Andesítica Basal** – Esta unidad subyace al depósito de mineral, la alteración hidrotermal ha producido una alteración argílica fuerte, como resultado, el agua subterránea se produce en las fracturas y fallas. Las presiones de poros a menudo siguen siendo altas después del drenaje y despresurización;
- **Tufo Dacítico** – Esta unidad está muy fracturada, tiene una alta conductividad hidráulica y de drenaje libre. La naturaleza fracturada de la toba permite altas tasas de infiltración de la lluvia. En esta unidad se concentra la mineralización de oro y plata;
- **Zona de la Paleo Superficie Lupe (PSL)** – Esta se encuentra por debajo de la toba dacítica. La PSL se caracteriza por encontrarse muy alterada con material arcilloso caracterizada por tener una conductividad hidráulica baja. La PSL llega a tener hasta 50 metros de espesor y actúa como una barrera para el flujo del agua subterránea. El agua se encuentra a menudo en la parte superior de la PSL dentro de la toba dacítica fracturada;
- **Flujos de Andesita Superior** – Esta unidad incluye varias formaciones de lava expuestas en las paredes Oeste y Sur del tajo. Esta unidad hidrogeológica tiene una capa sub-horizontal, caracterizada por tener una conductividad hidráulica moderada. En esta unidad el flujo hacia el tajo abierto está controlado por fallas verticales; y
- **Pórfido Cuarzo Feldespático (Flujo de Domo)** - Predominantemente con alteración argílica. Estas rocas se caracterizan por su baja conductividad hidráulica y

presiones de poros elevados. Esta unidad actuó originalmente como una capa o un tapón en el sistema hidrotermal permitiendo la recirculación de las aguas dentro del yacimiento de mineral.

#### **4.3.5.2 Conductividad Hidráulica**

La estimación de la conductividad hidráulica (K) y los valores específicos de rendimiento de las unidades hidrogeológicas se deriva del trabajo realizado por WMC (2006) al tajo abierto Pierina y se muestra en la Tabla 12. Los valores de conductividad hidráulica mostrados en la Tabla 12 se obtuvieron a partir de la calibraciones realizadas durante un análisis 2-D de la sección transversal del modelo (WMC, 2006). Estas secciones 2-D se utilizaron como punto de partida para la calibración del modelo 3-D. Las principales Unidades Hidrogeológicas y sus Propiedades Hidráulicas se presentan en la Tabla 12.

#### **4.3.5.3 Direcciones de flujo de agua subterránea y los controles**

Antes del desarrollo de la mina, el flujo de las aguas poco profundas del suelo era controlado por la topografía, la PSL, y almacenados en los depósitos aluviales. Los depósitos superficiales ya fueron minados por tanto este flujo somero ya no existe. Un control importante de las aguas someras como la PSL ya fue minado y como consecuencia este control no es tan importante como antes.

Actualmente en el tajo abierto Pierina, el flujo de aguas subterráneas tiene un recorrido desde el Sur y Suroeste hacia el Norte y Noreste. El agua subterránea más profunda fluye en las fallas normales sub verticales dentro de las andesitas, tobas dacíticas; y en las zonas con alteración cuarzo-alunita.

El sistema de fallas Norte-Sur conocido como Bárbara es abierto y lleva gran parte de las aguas subterráneas profundas que fluyen en la pared Oeste del tajo. Las fallas con rumbos Este-Oeste y Noreste tienen una baja conductividad hidráulica y debido a la presencia de alteración argílica en esta zona con frecuencia actúan como barreras para el flujo de aguas subterráneas. Como se mencionó anteriormente, la PSL también actúa como una barrera para el flujo descendente de agua de lluvia infiltrada.

#### **4.3.5.4 El modelo numérico del flujo de agua subterránea**

El modelo numérico del flujo de agua subterránea para el área del tajo abierto de Pierina fue construida por Schlumberger Water Services (SWS) en el año 2008. Se trata de un modelo equivalente de un medio poroso que trata de representar la realidad en el tajo Pierina considerado como un acuífero en roca

fracturada. Asimismo, el modelo considera el sistema de drenaje, los pozos de bombeo y la topografía actual. Este modelo ha sido revisado en el 2009 y 2010 y se utiliza para estimar las tasas de los flujos en la descarga. De igual forma sirve para proyectar en el largo plazo las condiciones de flujo de aguas subterráneas (cierre y post cierre del tajo).

Los datos de precipitación y evaporación de las estaciones meteorológicas ubicadas en la mina se utilizaron para elaborar un balance hídrico que incluye los principales componentes del ciclo del agua: precipitación, evaporación, infiltración y escorrentía. Este trabajo fue realizado para obtener un rango de valores de infiltración que se utilizarán en el modelo numérico de aguas subterráneas.

El almacenamiento de agua en la zona no saturada no se incluyó debido a que la mayoría de la zona no saturada ya ha sido extraída. Esta simplificación, cuando se extiende a áreas fuera del tajo, puede resultar en una sobre-estimación de la recarga, produciendo un valor conservador para predicciones en el modelo de largo plazo.

#### **4.3.5.5 Procesos y parámetros en el modelo numérico**

Los siguientes procesos y parámetros fueron considerados en el modelo numérico de flujo de agua subterránea: la recarga de aguas subterráneas, la conductividad hidráulica, los parámetros de almacenamiento, la baja conductividad hidráulica de las fallas, las condiciones iniciales la cabeza, los pozos de drenaje, drenes horizontales, solucionadores de la matriz y los parámetros numéricos; y los datos de observación para calibrar el modelo en estados estacionario y transitorio.

#### **4.3.5.6 Discusión de los resultados del modelo numérico**

El agua subterránea en el tajo Pierina se produce en un acuífero de rocas fracturadas, pero está representado por un modelo equivalente de medios porosos. Por lo tanto, algún tipo de vigilancia, así como los hidrogramas, no corresponden con el modelo numérico descrito anteriormente. En general, las cabezas de las aguas subterráneas (elevaciones) registradas en los piezómetros son coincidentes con los resultados del modelo.

Las estadísticas para la calibración del modelo se consideran aceptables para estos propósitos. Un indicador de una buena calibración es la raíz del error cuadrático normalizado (NMR). Los modelos bien calibrados suelen tener un NMR de 10% en términos de la diferencia de presión entre el modelo y cabezas observadas en el campo durante la construcción del modelo.

Otros factores tales como una alta correlación (superior al 90%), significa un pequeño error y los residuos de una distribución normal también son indicadores de una buena calibración.

## 4.4 Presiones de poros

Los problemas de estabilidad de taludes pueden formularse correctamente en términos de esfuerzos totales, utilizando pesos unitarios y límites externos de presión de poros.

Las condiciones de presión de poros son generalmente, obtenidas de las características de las aguas subterráneas y pueden especificarse para los análisis los siguientes métodos:

### 4.4.1 Superficie freática

Esta superficie o línea en dos direcciones se define como el nivel libre del agua subterránea. En una superficie freática la presión de poros se calcula de acuerdo a las condiciones de estado de régimen permanente (Steady-state), de acuerdo al diagrama que se muestra en el Esquema A. Este concepto se basa en la suposición de que todas las líneas equipotenciales sean ortogonales. Entonces, si la inclinación del segmento de la superficie freática es  $\theta$  y la distancia vertical entre el punto y la superficie freática es  $hw$ , entonces la presión de poros está dada por la expresión  $u = hw (\cos^2 \theta)$ . En el caso de líneas freáticas de gran pendiente, el cálculo anterior puede resultar sobre estimado y se requiere tener en cuenta que los equipotenciales tienden a ser curvas.

### 4.4.2 Datos piezométricos

Es la especificación de presiones de poros en puntos discretos dentro de talud y la utilización de un esquema de interpolación para estimar las presiones de poros a cualquier punto. Las presiones piezométricas pueden determinarse mediante piezómetros, redes de flujo o soluciones numéricas, utilizando diferencias finitas o elementos finitos. Aunque este sistema está disponible solamente en pocos de los programas de computador existentes, se recomienda por su confiabilidad para representar las condiciones reales en el campo (Chugh, 1981).

### 4.4.3 Relación de presión de poros ( $ru$ )

Este es un método muy simple y popular para normalizar el valor de la presión de poros en un talud de acuerdo a la definición:

$$ru = \frac{u}{\sigma_v}$$

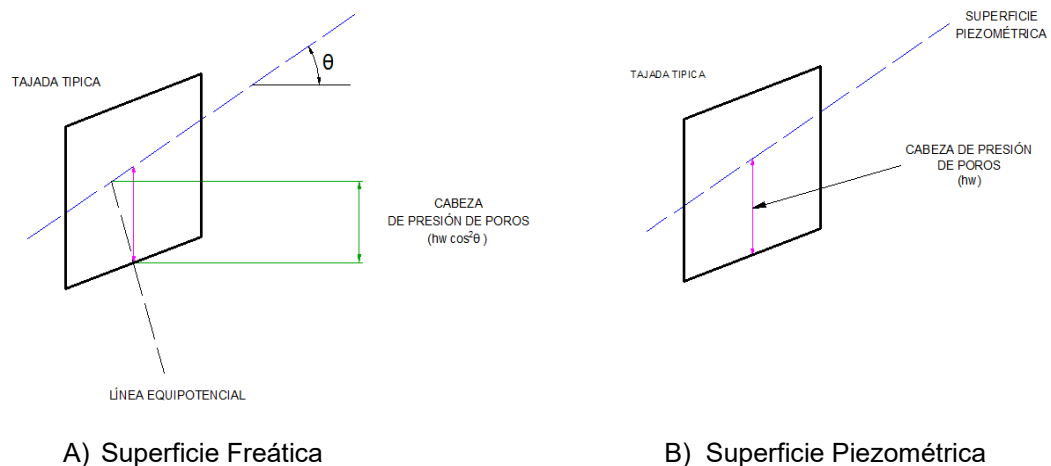
donde:

$ru$  = Presión de poros

$\sigma_v$  = Esfuerzo total vertical del suelo a una profundidad  $z$

#### 4.4.4 Superficie piezométrica

Esta superficie se define para el análisis de una determinada superficie de falla. Debe aclararse que la superficie piezométrica no es la superficie freática y que el método de calcular la presión de poros es diferente para los dos casos. En la superficie piezométrica, la presión de poros es la distancia vertical entre la superficie piezométrica indicada y el punto. Ver Esquema B.



#### 4.5 Investigaciones de Campo y Toma de Datos

En el tajo abierto Pierina como parte de las investigaciones de campo se desarrollan anualmente dos programas de perforaciones geotécnicas, con fines de:

- Drenaje mediante operaciones de bombeo, y
- Despresurización mediante perforaciones horizontales

La efectividad de estos programas se miden mediante el monitoreo de los niveles freáticos mediante los piezómetros de tubo abierto, y de la presión de poros mediante los piezómetros de cuerda vibrante. Estos datos se registran en una base de datos para su posterior análisis e interpretación del comportamiento del agua en las paredes del tajo abierto.

##### 4.5.1 Drenaje mediante Operaciones de Bombeo

Todas las minas que son excavadas debajo del nivel freático necesitan alguna forma de desaguar el tajo abierto. La escala de los esfuerzos para el drenaje depende de dos factores:

- Las características hidrogeológicas de la masa rocosa en el cual la excavación toma lugar, y
- La profundidad de la excavación debajo del nivel freático.

En Pierina se realizan operaciones de drenaje usando pozos de bombeo para controlar los flujos de aguas subterráneas en el tajo abierto y reducir la

presión de poros en las paredes del tajo. Actualmente, se tiene 2 pozos de bombeo de agua en los Niveles 3 750 y 3 800.

#### **4.5.2 Despresurización mediante Perforaciones Horizontales**

La perforación de taladros horizontales se realiza con el fin de despresurizar las paredes del tajo, drenando el agua captada con estos taladros, para así asegurar la estabilidad de los taludes acorde a los criterios de aceptabilidad establecidos como uno de los requerimientos claves del análisis de estabilidad. El procedimiento consiste en hacer el seguimiento de los avances de perforación y los reportes de flujos de agua producidos por cada taladro. El objetivo de estos taladros es alcanzar el nivel freático y cruzar la mayor cantidad de estructuras geológicas posibles, unidades hidrogeológicas con alteración cuarzo-alunita, y en especial la paleo superficie Lupe; esta información servirá para tener un mejor conocimiento de la zona en estudio y la estabilidad de la misma en relación con la paleo superficie Lupe.

Anualmente se programa la ejecución de perforaciones horizontales con la finalidad de despresurizar las paredes del tajo abierto. Los taladros tienen un diámetro HQ (64mm) dentro de ellos se instalan tuberías PVC de 2 pulgadas de diámetro.

#### **4.6 Modelo Hidrogeológico 2010**

Las última actualización realizada al modelo hidrogeológico construido por Water Management Services (WMS, 2008) fue hecha por el departamento de Hidrogeología MBM en junio de 2010. La Figura 21 muestra este modelo ilustrando el régimen de agua subterránea.

De igual forma, en la Figura 22 se ilustra una sección típica mostrando los niveles piezométricos.

#### **4.7 Importancia de la Actualización del Modelo Hidrogeológico**

Los estudios hidrogeológicos deben refinar el actual entendimiento de los sistemas de flujos de aguas subterráneas y proveer estimados esperados de las condiciones de éstos a medida que el minado vaya avanzando en sus diversas fases.

Las ubicaciones donde se encontraron los niveles freáticos o presencia de agua en los taladros horizontales sirven para ajustar el modelo hidrogeológico. Asimismo, los datos del monitoreo tanto de los piezómetros de tubo abierto así como de los piezómetros de cuerda vibrante, son modelados en las secciones geotécnicas y estas a su vez se utilizan para calibrar el modelo hidrogeológico en 3D.

El modelo hidrogeológico contiene información básica para la generación del modelo geotécnico. Asimismo, debido al avance del minado se tiene contactos de alteraciones y litológicos así como las estructuras mejor definidas respecto al modelo geológico realizado en base a inferencias. Es de vital importancia que el modelo hidrogeológico sea actualizado anualmente con la finalidad de ajustar y calibrar los niveles piezométricos.



## CAPITULO V

### 5 DISEÑO Y ESTABILIDAD DE TALUDES DEL PLAN DE MINADO PARA LA VIDA DE MINA (VDM) 2011 O LIFE OF MINE (LOM) 2011 – TAJO ABIERTO PIERINA

#### 5.1 Consideraciones Operacionales

##### 5.1.1 Técnicas de Excavación

Todos los taludes de la pared final deben ser desarrollados usando técnicas controladas de excavación con las cuales se puedan minimizar las perturbaciones del macizo rocoso. El cumplimiento del procedimiento para el uso de voladura controlada es obligatorio.

Se recomienda las técnicas de pruebas de voladura con un apropiado monitoreo de resultados para las paredes finales y de producción para desarrollar un criterio de diseño que ayude a minimizar los daños al macizo rocoso. También, se sugiere usar técnicas como la voladura con pre corte o modificaciones de esta técnica usando cargas desacopladas. El tamaño de la voladura en las paredes finales debe ser tal que evite el daño a los taludes por exceso de gas o vibraciones.

La voladura de pre corte consiste en crear una disconformidad o un plano de fractura en el macizo rocoso antes de disparar los taladros de producción mediante una fila de taladros con cargas desacopladas.

Además, se debe analizar los posibles efectos de la voladura de producción en las paredes intermedias antes de realizar voladuras en las paredes finales. Las pruebas realizadas con buenos resultados deben ser implementadas.

##### 5.1.2 Control de Aguas Subterráneas y Escorrentías Superficiales.

Uno de los criterios de aceptabilidad para que el diseño geotécnico se cumpla indica que los bancos individuales y las paredes del tajo deben estar bien drenados. El control de las escorrentías superficiales se desarrolla en base a un plan de trabajo anual el cual es disgregado en planes mensuales y semanales para su respectivo seguimiento.

##### 5.1.3 Desquinche de Taludes y Limpieza de Bermas

Todos los bancos deben ser adecuadamente limpiados para minimizar la caída de rocas. Esto es particularmente importante para los taludes de las Fases 5C y 7 donde los taludes excavados serán más altos y más empinados. En algunas áreas se requerirá limpieza del material que va a quedar en las bermas. En las bermas se debe evitar excesiva acumulación de rocas caídas y material producto de los volcamientos de las rocas.

#### 5.1.4 Monitoreo de Taludes – Instrumentación Geotécnica

La respuesta de las paredes de tajo al minado o comportamiento de los taludes debe ser cuidadosamente evaluado como base del desarrollo del minado haciendo inspecciones visuales regulares y/o otras formas de monitoreo para detectar cualquier movimiento.

Por la dificultad de hacer predicciones absolutas respecto al comportamiento de los taludes del tajo, hay la posibilidad de que por muy cuidadosa sea la ingeniería, siempre se tendrán zonas inestables. El propósito del monitoreo es proveer información acerca de la estabilidad de los taludes del tajo abierto. Esta información es básica para las modificaciones en el diseño y sirve para tomar decisiones cuando se realizan los planes de minado conforme el tajo vaya desarrollándose. En Pierina, el monitoreo de los taludes se hace con prismas, inclinómetros, piezómetros y extensómetros. Se tiene previsto implementar un radar para el monitoreo de zonas críticas del tajo, este sistema envía datos de los movimientos en tiempo real.

En el tajo abierto Pierina, el departamento de Geotecnia es la encargada de velar por la estabilidad de todas las facilidades con que cuenta la mina. El hecho de tener que vigilar una serie de áreas conlleva la instalación de una serie de instrumentos que ayuden al monitoreo de los taludes. Todo esto requiere manejar un gran número de datos, los cuales son procesados y analizados, con el fin de prevenir o controlar posibles zonas inestables en los taludes.

##### 5.1.4.1 Monitoreo de Prismas

Como parte de la instrumentación que se realiza para ver el comportamiento de la estabilidad de los taludes del tajo abierto Pierina se efectúa el monitoreo de prismas. A través del análisis de la data recolectada e interpretación de la misma, se identifica la posible existencia de movimientos o deformaciones del terreno a nivel superficial.

Para el monitoreo de los taludes del tajo Pierina se tiene el Sistema Remoto ó llamado también Sistema Robotizado el cual consiste de dos Estaciones Totales marca Leica, modelos TCA-1800 y TM-30 con alcances de 1.5 y 2 km, respectivamente. Actualmente, en todos los sectores del tajo se ha instalado 165 prismas. En la Figura 23 se muestra el plano de monitoreo de taludes con la ubicación de los prismas en el tajo. Este sistema robotizado permite monitorear los prismas durante las 24 horas y los 7 días de la semana. Un ciclo de lecturas para este número de prismas dura 2 horas, es decir, en condiciones climáticas óptimas se obtiene 12 lecturas diarias para cada prisma. Se usa el software Geomos como interfase entre las estaciones totales y las computadoras y el software Imprism v5 para la reducción y análisis de los datos del monitoreo.

La estación total registra periódicamente la elevación y las coordenadas Norte y Este de cada prisma. Con estos datos, en

un periodo determinado, se mide el desplazamiento en las tres direcciones mencionadas y velocidad de movimiento de cada prisma. Los registros del monitoreo de prismas son almacenadas en una base de datos; estos datos son reducidos, analizados e interpretados con la finalidad de ver el estado de cada prisma, es decir, indican si el prisma está estable o en movimiento. La validación del movimiento de un prisma se hace luego de la verificación del estado del prisma en el tajo. Después de la validación de las velocidades de los prismas se agrupan éstos de acuerdo a un rango de velocidades establecidas y se genera el plano geotécnico de riesgos donde se muestra estas zonas con diferentes niveles de advertencias. Este plano es de vital importancia tanto para el plan de minado diario, semanal, mensual como para los planes de mediano y largo plazo.

Los rangos de velocidades utilizados en el tajo Pierina son:

<b>Descripción</b>	<b>mm/día</b>
Nube de Puntos (Points Cloud)	0 a 1.5
Movimiento Constante (Creep Movement)	1.5 a 3.0
Movimiento Constante (Steady State Movement)	3 a 10
Aceleración (Acceleration)	> 10

Cuando la gráfica muestra nube de puntos indica que estos se debe a los errores propios del sistema de monitoreo, tales como condiciones de la estación total, cambios de temperatura, humedad, y presión atmosférica. La Figura 24 muestra un modelo de gráfico típico con los resultados del monitoreo de un prisma.

Si un grupo de prismas en un área determinada muestra movimientos constantes se delimita y previa verificación de campo se da el status de zona inestable. Ejemplo, la zona inestable Milagros.

El 97% de los prismas presenta nube de puntos o points cloud lo que indica que los taludes se encuentran estables. El resto muestra movimiento constante o creep movement lo que indica que a estas zonas se debe hacer el seguimiento de sus movimientos tales como identificación del área involucrada y posibles medidas de mitigación y remediación de manera que éstas no tengan impacto en las los planes de minado.

Ejemplo de interpretación del monitoreo de un prisma mostrado en la Figura 24: la gráfica muestra una nube de puntos e indica que estos se debe a los errores propios del sistema de monitoreo, tales como condiciones de la estación total, cambios de temperatura, humedad, y presión atmosférica. Esta Figura muestra un modelo de gráfico típico con los resultados del monitoreo de un prisma.

#### **5.1.4.2 Monitoreo de Inclínómetros**

La idea principal al realizar la instrumentación es, a través de ella, vigilar las condiciones de estabilidad de un terreno para advertir

algún tipo de falla. Pero muchos de los movimientos que preceden el colapso de un terreno son imperceptibles, por lo menos superficialmente. Un inclinómetro nos permite determinar deformaciones por debajo de la superficie, movimientos casi imperceptibles. Para tal efecto se requiere de un pozo, el cual cuenta con una tubería rígida que será la que refleje las deformaciones del terreno que lo rodea. Los tubos son de 2 pulgadas de diámetro. Los inclinómetros son de la marca RST Instruments.

La medición de las deformaciones se realiza utilizando un colector de data para inclinómetros, este consta de un torpedo conectado a un cable eléctrico que en uno de sus extremos tiene un sensor que es deslizado a lo largo de la tubería del pozo. Las mediciones se hacen cada medio metro y en dos ejes perpendiculares, al pasar por zonas deformadas, el sensor sufrirá cierta inclinación con respecto a la vertical, el ángulo formado es traducido a pulsos eléctricos los cuales son registrados en el colector de datos (Data Logger).

Teniendo ya la data, ésta es registrada en una computadora a través de una interfase y un programa llamado Universal Download (UNI\_DOWN). Los datos son finalmente procesados y graficados con el software Inclianálisis donde se puede notar los puntos en los cuales el inclinómetro se va deformando. En la gráfica que se genera se puede observar la deformación total o acumulada.

En total se tiene instalado 6 inclinómetros en el tajo abierto Pierina: Cuatro de ellos en Piruro (Zona Remediada) y los otros en las zonas inestables Milagros y Bárbara. La frecuencia de monitoreo es semanal.

Ejemplo de interpretación del monitoreo de un inclinómetro mostrado en la Figura 25: El inclinómetro A001-B0010 instalado en la zona denominada Piruro, al Norte del tajo, muestra ligeros desplazamientos del orden de 7 mm y 10 mm a 19 m y 4 m de profundidad, respectivamente. Desde la perspectiva geotécnica estos movimientos no ponen en riesgo la estabilidad en esta zona.

#### **5.1.4.3 Monitoreo de Extensómetros**

La aparición de una grieta es indicio de inestabilidad en el terreno, pudiendo deberse la inestabilidad a la presencia cercana de fallas geológicas, contactos litológicos o de alteraciones, la saturación no adecuada de ciertos materiales, etc.; estas grietas se relacionan a menudo a zonas inestables. Para llevar el control de cómo se va desplazando un deslizamiento se hace uso de los extensómetros.

En la mina Pierina se utiliza tres tipos de extensómetros conformados por:

- Dos clavos de acero de 6" de longitud;
- Dos varillas de fierro corrugado de 1" de diámetro; y
- Un extensómetro de polea, alambre de acero y una varilla de fierro corrugado.

El uso de estos diferentes tipos de extensómetros dependerá de las necesidades y facilidades con que se cuente, obviamente es más recomendable el uso de extensómetros de polea.

La instalación de estos instrumentos se realiza colocando un extremo de estos en una parte estable y fija, es decir, en la cabeza detrás de la corona del deslizamiento, el otro extremo se coloca en el cuerpo del deslizamiento, siendo este último punto el que presentará movimiento.

El cable del extensómetro debe posicionarse transversal y perpendicularmente a la grieta o escarpa principal.

Teniendo ya la data, ésta se carga a la base de datos correspondiente a los extensómetros; en estas hojas de cálculo los datos son relacionados a través de fórmulas, obteniéndose las velocidades incrementales y netas que desarrolla el deslizamiento.

La periodicidad con la que serán tomados los datos dependerá de cuanto sea el riesgo que represente el deslizamiento. Ejemplo, el monitoreo de la zona inestable P6-06-A (Figura 26) se realizó 2 veces por día.

A la fecha en el tajo Pierina se tiene 2 extensómetros instalados en cada una de las Zonas Inestables: Milagros y Bárbara.

Ejemplo de interpretación del monitoreo de un extensómetro mostrado en la Figura 26: se presenta una gráfica típica con los resultados del monitoreo de un extensómetro instalado en la Zona Inestable P6-06-A cuya velocidad incremental está en mm/día. El extensómetro fue instalado el 23 de noviembre del 2010 en la cresta de la zona inestable en mención. Se observa que el 29 de noviembre de 2010 aproximadamente a las 12:00 am esta zona inestable alcanzó su máxima velocidad con 12 m/día. Desde ese 29 de noviembre de 2010 hasta el 2 de diciembre de 2010 el movimiento entró a una etapa de desaceleración y se obtuvo una velocidad de 0.5 m/día en promedio. Desde el segundo día de noviembre hasta el 20 de diciembre de 2010 esta zona inestable no mostró movimiento alguno.

#### **5.1.4.4 Monitoreo de Piezómetros**

En el tajo Pierina se tiene dos tipos de piezómetros: De Tubo Abierto (Convencionales) y de Cuerda Vibrante, estos trabajan de

distinta manera y el uso de la data que nos proporcionan también es distinta. Pero tanto uno como otro son ubicados en puntos donde se advierte la presencia de agua la cual es un factor determinante en la estabilidad de taludes.

### ➤ **Piezómetros de Tubo Abierto**

Los piezómetros convencionales, llamados también de tubo abierto, hidráulicos, o Casagrande, son pozos verticales que constan de tuberías, ciega en su parte inicial, y ranurada en la zona que está en contacto con la napa freática. La función de estos piezómetros es dar a conocer el nivel piezométrico en la zona donde se encuentra el pozo.

Para realizar el monitoreo se utiliza una sonda con graduación métrica que cuenta con un sensor en uno de los extremos; el cual es introducida por la boca del pozo. Al hacer contacto el sensor con el agua subterránea se activa una alarma que nos sirve para identificar el nivel piezométrico. Al momento de advertir el sonido de la alarma se registra la profundidad a la que se encontró el agua.

Los datos son registrados en una hoja de cálculo que relaciona la cota de la superficie donde fue perforado el pozo, la altura de tubo desde el ras de la superficie y la profundidad a la que se encontró el agua, obteniéndose la cota a la cual se encuentra el nivel del agua en ese pozo.

En el tajo Pierina en total se tiene instalado 10 piezómetros de tubo abierto. La frecuencia de monitoreo es semanal.

Ejemplo de interpretación del monitoreo de un piezómetro de tubo abierto mostrada en la Figura 27: El piezómetro de tubo abierto, instalado en la Rampa de Acceso al Tajo 4050-3970 muestra el comportamiento del nivel freático desde el 31 de enero de 2007 hasta el 20 de agosto de 2010. Se observa que los niveles freáticos máximo y mínimo se registraron el 26 de mayo de 2007 y el 25 de febrero de 2009 con 3 919.08 y 3 915.51 msnm, respectivamente. Se concluye que el nivel freático en esta zona tiende a disminuir en forma paulatina.

### ➤ **Piezómetros de Cuerda Vibrante**

A diferencia de los piezómetros convencionales los de cuerda vibrante funcionan con un sensor el cual es instalado y confinado en el pozo. Este sensor es colocado a la altura a la que se encuentra la parte ranurada de la tubería, es decir quedará en contacto con el agua. Este sensor esta comunicado a la superficie a través de un cable que va tensionado y en cuyo extremo existe una interfase que permite recoger la data que proporciona el sensor. El sensor cuenta con un diafragma el cual es sensible a las variaciones

de presión que se ejercen sobre él; a medida que la presión ejercida sobre el sensor varía la tensión en la cuerda también va variando, esta tensión es proporcional a la frecuencia con que vibra la cuerda que es lo que finalmente es captado en el monitoreo. Las relaciones que se generan a partir de la data colectada nos dan a conocer la presión de poros ( $ru$ ) que se ejerce en la profundidad donde se encuentra el sensor. La presión de poros varía por los cambios en la carga litostática y la carga hidráulica.

La data del sensor se recoge a través de un colector de datos (Readout), presentándose los datos en unidades de  $F2 \times 10^{-3}$ , donde  $F$  es la frecuencia en hertz. También, se toma los datos de variación de carga litostática. Estos datos son registrados en una hoja de cálculo y mediante el uso de formulas se obtiene el valor de  $ru$ . Ver Figura 28.

En el tajo Pierina en total se tiene instalado 60 piezómetros de cuerda vibrante. La frecuencia de monitoreo de estos piezómetros es semanal.

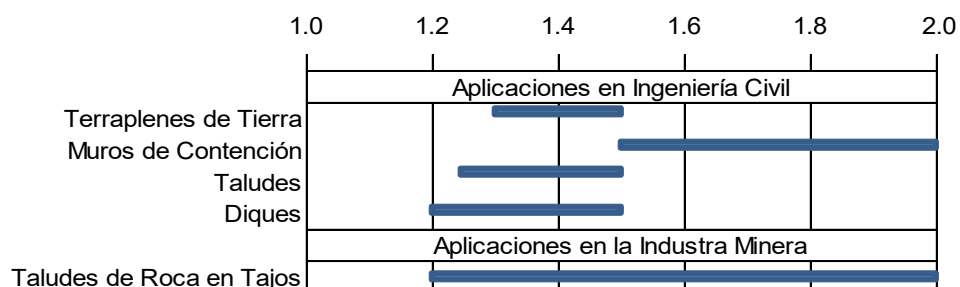
Ejemplo de interpretación del monitoreo de un piezómetro de cuerda vibrante mostrada en la Figura 28: El piezómetro de cuerda vibrante de 350 KPa, denominado VW-1047, se instaló en la zona Piruro al norte del tajo (cota 3832.26 m) el 5 de diciembre de 2003 con un  $ru$  igual a 0. Se observa que se dió inicio al registro de los datos el 13 de junio de 2006 con similar valor de  $ru$ . La elevación de la superficie del depósito de de desmonte está en la cota 3859.56 m, es decir, el sensor está soportando una carga consistente de material de desmonte de 27.3 m de altura. El último dato tomado el 20 de agosto de 2010 indica que se tuvo un  $ru$  de -0.04. Luego de realizar los cálculos pertinentes, cuando se obtiene valores de  $ru$  negativos o muy próximo a 0 se concluye que en la zona donde se tiene instalado el sensor VW-1047 no se tiene presencia de agua y no existe presión de poros, por tanto es favorable para la estabilidad de esta zona desde la perspectiva geotécnica.

## 5.2 Criterios de Aceptabilidad

### 5.2.1 Factores de Seguridad (FdS) Estáticos y Pseudo Estáticos

Pocos autores han publicado los niveles de aceptabilidad para los Factores de Seguridad (FdS) recomendados en los diseños. Este lleva a una pregunta: Cómo determinamos el FdS?. Los valores típicos han sido fijados por observaciones y a las experiencias de prueba y error, tomando en cuenta entre otros aspectos la confiabilidad de la data, los tipos de análisis utilizados, y la simplificación de las asunciones que se hacen. Un ejemplo de los valores de los FdS aceptables establecidos con estos métodos esta dado en el siguiente cuadro.

### Ejemplo de Valores de FdS Aceptables (Priest & Brown 1983)



Fuente: Guidelines for Large Open Pit Slope Design (CSIRO 2009)

Las aplicaciones de los FdS usados en la Ingeniería Civil y en la Ingeniería de Minas (taludes de los tajos abiertos) pueden ser debatidas debido a los entornos operativos diferentes. Sin embargo, los valores comúnmente usados en ambas disciplinas son muy similares, desde el rango de 1.2 para taludes no críticos a 1.5 para taludes críticos donde se construyen rampas de acceso o infraestructuras tales como chancadoras. Se debe precisar que estos valores son para el análisis estático. Los valores estáticos y pseudo estáticos típicos usados en la industria minera se resumen en el siguiente cuadro.

#### Criterios de Aceptabilidad Típicos para FdS Estático y Pseudo Estático

Escala del Talud	Consecuencias de Falla**	Criterio de Aceptabilidad*	
		FdS (min) (Estático)	FdS (min) (Pseudo-estático)
Banco	Alta-Baja	1.1	NA
Inter-rampa	Baja	1.15 - 1.2	1.0
	Media	1.2	1.0
	Alta	1.2 - 1.3	1.1
General	Baja	1.2 - 1.3	1.0
	Media	1.3	1.05
	Alta	1.3 - 1.5	1.1

Fuente: Guidelines for Large Open Pit Slope Design (CSIRO 2009)

\* Necesita reunir todos los criterios de aceptabilidad.

\*\* Evaluado semi-cuantitativamente.

Para propósitos de evaluación del Plan de Minado propuesto, se ha adoptado un FdS estático mínimo nominal de 1.2, y un FdS pseudo estático de 1,0 los cuáles son consistentes con los criterios de aceptabilidad que la mina Pierina han usado históricamente. Se advierte



que este criterio fue seleccionado basado en condiciones operacionales y puede ser no adecuado para evaluaciones en el cierre de mina.

Al respecto, la organización australiana Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation (CSIRO), ha establecido Procedimientos para Grandes Tajos Abiertos o Large Open Pit (LOP) Guidelines. Este LOP sugiere, un rango de 1.2 a 1.5 para factores de seguridad estáticos (FdS) típicos para taludes globales, como Criterio de Aceptabilidad; dependiendo de la consecuencia de falla. Además, de las consecuencias de falla, se debe considerar el nivel de confiabilidad del modelo geotécnico y su metodología de análisis. En Pierina, históricamente para taludes globales se ha utilizado 1.2 como FdS mínimo, éste corresponde al límite inferior recomendado por el LOP, lo que implica una baja consecuencia de falla.

Este valor de 1.2 se considera razonable desde el punto de seguridad, y si se opta por mayores FdS a veces no es razonable desde la perspectiva económica.

Desde el punto de vista del autor de esta tesis, un FdS 1.2 también implica un alto nivel de confianza en el modelo geotécnico y en la metodología utilizada para la validación del plan de minado para la VDM 2011.

Como parte del registro histórico que se tiene en la mina Pierina, se tiene documentado varios de los retro-análisis realizados con los siguientes objetivos:

- Calibrar los parámetros de resistencia del macizo rocoso;
- Lograr un buen entendimiento de comportamiento de los taludes; y
- Ver la efectividad de los controles geotécnicos que se han venido implementándose.

Por otro lado, los elementos que intervienen en el análisis de estabilidad deben lograr un alto nivel de confianza, de manera que el objetivo de 1.2 para taludes globales operaciones sea razonable. Es importante precisar que este FdS no aplica en taludes para el cierre de mina.

En esta tesis se usa el término de “Estabilidad Marginal” para referirse a los resultados de los análisis de estabilidad específicos o globales menores a 1.2 pero mayores que 1.12. Se determinó usar este término en vez de usar el término “Inaceptable”, éste tiene una connotación mucha más negativa.

Generalmente, cuando el FdS no reúne el objetivo mínimo, nosotros podríamos primero ver el modo de falla y decidir si es realista o no.

Generalmente, cuando se tenga un FdS que no alcanza el objetivo (1.2 en este caso) lo primero que se tiene analizar el modo de falla. En este proceso, la interpretación del mecanismo de falla es muy importante, puesto que se debe decidir si este modo de falla es realista o no. Si este

modo de falla no es realista se descarta y se escoge el modo de falla más realista con un mayor FdS. Si se tiene un moderado o alto nivel de confiabilidad en el modo de falla, el próximo paso será recomendar cualquiera de las siguientes medidas:

- El ajuste de la geometría de diseño;
- Proveer de despresurización adicional (Pozos de Bombeo y/o Perforaciones Horizontales);
- Investigaciones para refinar/mejorar el modelo geotécnico o las asunciones de los parámetros de resistencia del macizo rocoso; y
- Realizar más evaluaciones de riesgo expuestos.

Las evaluaciones de riesgo expuestos deben determinar cómo cambia el riesgo (representado por el FdS) a medida que avanza el minado. Si el riesgo expuesto es bajo (ejemplo, si el FdS cae debajo de 1.2 solo cuando se minan el último ó los dos bancos finales), se podría aceptar el resultado si hay opciones de mitigación disponibles, tales como la construcción de un contrafuerte con material de desmonte denominado como In-pit o si las consecuencias de inestabilidad son mínimas. Si el riesgo alto permanece y no hay opciones de mitigaciones viables y disponibles, se interactúa con el departamento de Planeamiento para modificar el diseño del plan de minado hasta encontrar el FdS establecido como criterio de aceptabilidad. Si luego de seguir con estos pasos aún no se encuentra una plan de minado apropiado, entonces se podría decidir considerar FdS (1.12 á 1.19) aceptables considerando el nivel de riesgo a que estarán expuesto los taludes. Es decisión de la gerencia aprobar el Plan de Minado con los FdS logrados, sus riesgos asociados, y la implementación de las recomendaciones.

Como se puede ver éste es una adecuada explicación del procedimiento que habitualmente se sigue y responder al uso del término de “Estabilidad Marginal”. Finalmente, el objetivo es maximizar las opciones de diseño de los planes de minado más que tratar los resultados de los análisis como definitivos.

## 5.2.2 Coeficiente Sísmico

Para el análisis de estabilidad pseudo estático se tuvieron en cuenta los efectos sísmicos.

El análisis de estabilidad pseudo estático se realizó con un coeficiente sísmico de 0.13g, es decir, el 50% de la aceleración máxima debido al sismo de 475 años de periodo de retorno valorado en 0.25g por el método probabilístico.

### 5.3 Plan de Gestión del Control del Terreno

A la fecha en la mina Pierina se viene implementando el Plan de Gestión del Control de Terreno (PGCT) o Ground Control Management Plan (GCMP) para garantizar que este Plan de Minado para la VDM 2011 y otros planes de minado en el futuro sean viables. El PGCT contiene los procedimientos geomecánicos que se debe aplicar desde el diseño, pasando por la etapa operativa hasta el cierre de mina.

Las zonas inestables generalmente asociados a los deslizamientos de los taludes, las medidas de mitigación necesarias para prevenirlas, y los trabajos de remediación requeridas para estabilizarlos, traen consigo un costo considerable a la operación. Para minimizar la cantidad de desmonte que debe ser desbrozado para recuperar el mineral, los taludes finales usualmente son diseñados con ángulos más empinados posibles. Dado que los beneficios económicos logrados con diseños bien agresivos desde la perspectiva geotécnica puedan revertirse en forma negativa por causa de un deslizamiento de taludes, se considera que la evaluación de la estabilidad de taludes del tajo es una tarea muy importante en el proceso de planeamiento y desarrollo del mismo.

Los aspectos de seguridad del control del terreno están regulados por una variedad extensa de normas tanto por los entes corporativos de la empresa así como las entidades gubernamentales. El personal del departamento de Geotecnia tiene a su cargo la responsabilidad de diseñar los taludes tanto óptimos como prácticos y al mismo tiempo cumplir con los estándares de diseño, criterios de seguridad y límites de tolerancia al riesgo. Diversas prácticas se han adoptado en la mina Pierina para hacer frente a estos requerimientos y satisfacer estos requisitos reglamentados. Con la finalidad de mantener un alto estándar y consistente gestión de la geotecnia, la mina Pierina debe completar e implementar un efectivo Plan de Gestión de Geomecánica (PGG) o Geomechanics Management Plan (GMP), basado en las condiciones del terreno y los requerimientos regulatorios establecidos.

Este documento en proceso de desarrollo, titulado Plan de Gestión del Control del Terreno (Procedimientos y Criterios), ayudará a completar el PGG. Los procedimientos buscan fomentar la aplicación del conocimiento geotécnico actualizado, metodología, instrumentación, el soporte de campo y técnicas de estabilización para dar solución práctica a los problemas geotécnicos en la mina Pierina. En situaciones donde el actual nivel de los conocimientos geotécnicos y/o tecnológicos no satisface las necesidades de diseños geotécnicos y operacionales, se recomienda la investigación y el desarrollo de estrategias que luego deberán ser aplicadas en las operaciones unitarias de minado.

Los procedimientos están estructurados de la siguiente manera:

- Definición de los roles y responsabilidades para el desarrollo, implementación y mantenimiento del PGCT;
- Criterios de diseño desde el inicio del ciclo de vida del proyecto;
- Ejecución del minado de acuerdo al diseño de los taludes establecido en el Plan de Minado aprobado;
- Identificación de riesgos geotécnicos, respuestas y comunicaciones;

- Gestionar la implementación y revisión del PGG; y
- Consideraciones geotécnicas para el cierre de mina.

Las prioridades para realizar cualquier trabajo en la mina Pierina, acorde a la política de Barrick, en orden jerárquico son: Seguridad, Medio Ambiente, Social y Producción. Es en este contexto que el departamento de Geotecnia asume las responsabilidades del diseño de taludes, implementación del diseño de taludes, monitoreo, y las comunicaciones durante las operaciones de minado y el cierre de mina.

#### **5.4 Consideraciones Geotécnicas para el Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011**

Se ha completado un análisis geotécnico del Plan de Minado para el Tajo Abierto correspondiente a la VDM 2011 o Life of Mine (LOM) 2011. Este trabajo es un requerimiento previo para validar la configuración geométrica final del tajo abierto propuesto en la VDM 2011, el cual será usado como soporte para el análisis de factibilidad económica y será la base para los estudios del cierre de mina. Los análisis de estabilidad se realizaron, en setiembre de 2010, por el suscrito, representantes de la empresa y personal de Piteau Engineering Latin American S.A.C., tomando como base las actualizaciones de los modelos geológico, geológico-estructural, geotécnico e hidrogeológico.

Este capítulo resume los resultados de los análisis de estabilidad realizados a:

- La configuración del tajo abierto propuesta de la VDM 2011; y
- Las modificaciones a la geometría de los taludes que fueron requeridos para alcanzar las metas razonables de estabilidad operacional.

Estos resultados fueron presentados a la gerencia del propietario para su respectiva aprobación en octubre de 2010. Asimismo, en noviembre de 2010 el Plan de Minado para la VDM 2011 fue aprobado por la gerencia de la empresa.

##### **5.4.1 Definición de los Parámetros Geomecánicos – Retro Análisis de las recientes Zonas Inestables (2009).**

Desde el inicio de sus actividades, en el tajo abierto se han observado varias inestabilidades localizadas las cuales fueron identificadas, monitoreadas, controladas, sin impactos significativos en los planes de minado. Para varias de estas inestabilidades se realizaron retro-análisis y los resultados se utilizaron en las sucesivas validaciones geotécnicas para las aprobaciones de los planes de minado de los últimos años. A continuación se muestran los resultados de los dos últimos retro-análisis realizados en el año 2009.

###### **5.4.1.1 Re-definición de las Parámetros Geomecánicos**

En Pierina a lo largo de sus últimos 12 años de vida se han experimentado numerosas inestabilidades a nivel de taludes inter-

rampa, éstas fueron locales y son propias de yacimientos epitermales de alta sulfuración, con una geología estructural muy compleja y con rocas de características geomecánicas desde muy buenas hasta muy malas, siendo estas últimas las que permanecerán como paredes finales. En Pierina, en muchos casos la geología estructural ha sido determinante puesto que ha definido la estabilidad de taludes en determinadas zonas del tajo. Muchas de estas zonas inestables nos han servido para realizar los retro análisis con el objetivo de calibrar los parámetros geomecánicos.

Para efectos de esta tesis, se presenta los resultados de los dos últimos retro análisis realizados durante el 2009:

- Retro Análisis de la Zona Inestable P4-08-B; y
- Retro Análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H.

#### **5.4.1.2 Criterios de Aceptabilidad**

Para propósitos de evaluación de los retro análisis, se ha adoptado un FdS estático mínimo nominal de 1.2, y un FdS pseudo estático mínimo de 1.0. Estos FdS son consistentes con los criterios de aceptabilidad utilizados históricamente en Pierina. Se advierte que este criterio fue seleccionado basado en condiciones operacionales y puede ser no adecuado para evaluaciones en el cierre de mina.

#### **5.4.1.3 Retro Análisis de la Zona Inestable P4-08-B, Abril 2009**

La zona inestable P4-08-B está ubicada al Nor-Noreste del tajo abierto Pierina. El contorno de esta zona inestable así como la ubicación de las secciones se muestra en la Plano A-1, Anexo A. Se realizaron tres secciones para este retro análisis: Sección A+40, A y A-40. Estas secciones están ilustradas en las Planos A-3, A-4 y A-5 respectivamente. De acuerdo a la interpretación de las secciones mostradas en las secciones, la zona inestable P4-08-B involucra 2 ó 3 bancos y tienen una altura de 22 y 27 m medidos desde el pie hasta la cresta.

La resistencia al corte del macizo rocoso para el retro análisis fue modelada asumiendo que el componente friccional ( $\Phi'$ ) podría variar de  $18^\circ$  a  $20.5^\circ$ , estos parámetros fueron tomados de los resultados del retro análisis de la zona inestable P6-06-A (Piteau, 2006) y se han considerado para representar los posibles límites inferiores y superiores respectivamente. Estas resistencias al corte actúan a lo largo del plano de falla del P4-08-B. Asimismo, se debe tener en cuenta:

- Un ángulo de fricción de  $18^\circ$  es equivalente a ángulo de fricción inferior para la Paleo Superficie Lupe y las fallas; y

- Un ángulo de fricción de  $20.5^\circ$  es equivalente al límite inferior para macizo rocoso con alteración argílica totalmente disturbado, cerca de la superficie.

Se llevaron a cabo análisis interactivos en cada una de las secciones usando estos ángulos de fricción y varios valores de cohesión hasta conseguir un FdS igual a 1.

Para realizar el análisis se ha utilizado el método de equilibrio límite en dos dimensiones. También, se ha asumido que la zona inestable ha involucrado un corte rotacional a través de un macizo rocoso débil, con alteración argílica, isotrópica y disturbada. Esta asunción es considerada conservadora.

El análisis para la estabilización propuesta fue llevado a cabo en dos etapas:

- La etapa 1 consistió en el retro análisis de la inestabilidad P4-08-B a lo largo de cada sección para calibrar la resistencia al corte del macizo rocoso; y
- En la etapa 2 se han usado los valores de resistencia al corte obtenidos en la etapa 1 para el diseño de estabilización en cada una de las secciones.

#### 5.4.1.3.1 Resultados – Etapa 1

En el siguiente cuadro se muestran los resultados obtenidos en términos de parámetros de resistencia.

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\Phi'$ )	Cohesión ( $C'$ ) (Kpa)	Comentarios
Sección A	18	83	Límite inferior del $\Phi'$ de la PSL y fallas combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.
	20.5	71	Límite inferior del $\Phi'$ para la zona AR-Z1 combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.
Sección A - 40	18	95	Límite inferior del $\Phi'$ de la PSL y fallas combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.
	20.5	84	Límite inferior del $\Phi'$ para la zona AR-Z1 combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.
Sección A + 40	18	80	Límite inferior del $\Phi'$ de la PSL y fallas combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.
	20.5	71	Límite inferior del $\Phi'$ para la zona AR-Z1 combinado con $C'$ producen un FdS igual a 1.

#### 5.4.1.3.2 Resultados – Etapa 2

Para el análisis de la Etapa 2, estas 3 secciones fueron analizadas asumiendo que el dique de contención propuesto ya se ha construido en el lugar indicado. El dique de contención será construido con desmote de mina.

Para los sectores analizados el dique de contención propuesto comprende lo siguiente:

- Para la sección A: 3 bancos con un talud general de 2.2:1 y un ángulo inter-rampa máximo de 2.4:1 entre la cresta y los dos bancos inferiores;
- Para la sección A-40: 3 bancos con un ángulo general cresta a pie del talud de 2.0:1 y un máximo ángulo inter-rampa de 2.3:1 entre la cresta y los dos bancos inferiores; y
- Para sección A+40: 3 bancos con un talud general de cresta a pie de aproximadamente 2.5:1 y un ángulo inter-rampa máximo de 2.4:1 entre las crestas de los dos bancos inferiores.

Para el análisis de la fundación a lo largo de cada sección se han asumido los parámetros de resistencia arriba mencionados y para el desmonte los parámetros de resistencia resumidos en el siguiente cuadro.

Material	Ángulo de Fricción ( $\phi'$ )	Cohesión (kPa)	Relación de Presión de Poros ( $ru$ )*
Desmonte	27°	20	0.15

\* Concepto y detalles del  $ru$  ver en el capítulo 4.3.3

Para la Etapa 2, los modos de falla críticos están ilustrados en el Anexo A, Planos A-6 a A-11, y son discutidos más adelante. En el siguiente cuadro se muestran los resultados obtenidos en la Etapa 2.

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\phi$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad Estático (FdS)	Factor de Seguridad Pseudo Estático	Deformación Newmark (m)	Comentarios
A	18°	83	1.21	0.78	0.06	Ver Plano A-6
	20.5°	71	1.27	0.82	0.02	Ver Plano A-7
A-40	18°	95	1.19	0.79	0.06	Ver Plano A-8
	20.5°	84	1.24	0.83	0.04	Ver Plano A-9
A+40	18°	83	1.31	0.80	0.04	Ver Plano A-10
	20.5°	71	1.39	0.85	0.009	Ver Plano A-11

Los resultados del análisis de deformación de Newmark, indican que en caso de ocurrir un sismo de diseño se espera la deformación indicada.

Si el factor pseudo estático de seguridad es menor que 1, una práctica aceptada es hacer un análisis de desplazamientos con el fin de evaluar los riesgos relativos específicos del lugar.

Dado que los FdS pseudo estáticos son menores que 1, y los resultados del análisis de deformaciones indican desplazamientos mínimos de 0.009 y 0.06 m para ángulos de fricción de 18° y 20.5° respectivamente, se concluye que estos resultados son considerados aceptables.

#### **5.4.1.3.3 Conclusiones del Retro Análisis de la Zona Inestable P4-08-B**

Asumiendo un FdS mínimo de 1.2\* típico en el análisis de estabilidad en tajos, consistente con el criterio de aceptabilidad establecido en el ítem 5.2, se puede decir que el dique de contención propuesto provee las adecuadas condiciones de estabilidad para la zona inestable P4-08-B. Ver Plano A-2 (In-pit 7N - Propuesta de Contención)

\* Más detalles ver en el capítulo 5.2.1 “Factores de Seguridad (FdS) Estáticos y Pseudo Estáticos”

#### **5.4.1.4 Retro-análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H. Diciembre 2009**

Las zonas inestables P3-07-A y P7-09-H están ubicadas al Noroeste del tajo abierto entre las elevaciones 3910 al 3970 msnm y 3860 al 3910 msnm, respectivamente. Las ubicaciones de estas zonas inestables así como la ubicación de la sección A están ilustradas en la Plano B-1, Anexo B. La superficie de falla interpretada para la zona P3-07-A sigue la traza de la Paleo Superficie Lupe, la cual está debajo de la superficie de esta zona inestable. El mecanismo de falla para la zona inestable P7-09-H se ha interpretado como una falla del macizo rocoso no circular sin control estructural identificado.

De igual manera, se ha llevado a cabo un análisis de estabilidad del talud general (final) asumiendo que las medidas de remediación han sido implementadas.



#### 5.4.1.4.1 Medidas de Estabilización

Con la finalidad de estabilizar la zona inestable P3-07-A se propuso el corte del talud considerando un talud global de 1H:1V, mientras que para lo zona inestable P7-09-H se propuso la construcción de un contrafuerte (buttress) en la base del talud. Estas medidas de estabilización están ilustradas en la Plano B-2.

Basado en los planos de planta y sección propuestos, se observa que el contrafuerte de enrocado consta de un solo banco de aproximadamente 20m de ancho en la cresta, con un ángulo general de 1.3:1 y una altura de 30m. Posteriormente se llevaron a cabo análisis de estabilidad del talud general (final) asumiendo que las medidas de estabilización antes indicadas han sido implementadas.

#### 5.4.1.4.2 Resultados del Análisis de la Zona Inestable P3-07-A

A continuación se muestran los resultados obtenidos del retro-análisis en esta zona.

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\Phi'$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad (FdS)	Comentarios
A	18°	48	1.0	Ver Plano B-3

Los análisis de estabilidad llevados a cabo a partir de la aplicación de los resultados del retro-análisis en el diseño propuesto para la estabilización de esta zona son presentados a continuación.

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\Phi'$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad Estático (FdS)	Factor de Seguridad Pseudo Estático	Comentarios
A	18°	48	1.62	1.16	Ver Plano B-4

#### 5.4.1.4.3 Resultados del Análisis de la Zona Inestable P7-09-H

Tomando en cuenta los mismos criterios usados en el retro-análisis de la zona inestable P4-08-B, la resistencia al corte del macizo rocoso para el retro-análisis fue modelada asumiendo que el componente friccional ( $\Phi'$ ) de la resistencia al corte podría variar de  $18^\circ$  a  $20.5^\circ$ , estos parámetros fueron tomados de los resultados del retro-análisis de la zona inestable P6-06-A (Piteau, 2006) y se han considerado para representar los posibles límites inferiores y superiores respectivamente. Estas resistencias al corte actúan a lo largo del plano de falla del P4-08-B.

Asimismo, se debe tener en cuenta:

- Un ángulo de fricción de  $18^\circ$  es equivalente a ángulo de fricción inferior para las fallas y la Paleo Superficie Lupe; y
- Un ángulo de fricción de  $20.5^\circ$  es equivalente al límite inferior para macizo rocoso con alteración argílica totalmente disturbado, cerca de la superficie.

Se llevaron a cabo análisis interactivos en cada una de las secciones usando estos ángulos de fricción y varios valores de cohesión hasta conseguir un FdS igual a 1.

Para realizar el análisis se ha utilizado el método de equilibrio límite en dos dimensiones. También, se ha asumido que la zona inestable ha involucrado un corte rotacional a través de un macizo rocoso débil, con alteración argílica, isotrópica y disturbada. Esta asunción es considerada conservadora.

Para esta porción de la fundación se han asumido los parámetros de resistencia al corte mencionados anteriormente y para el contrafuerte los parámetros de resistencia equivalentes al desmonte de “Pobre Calidad” como se resume en la siguiente tabla:

Material	Ángulo de Fricción	Cohesión (kPa)	(ru)
Desmonte	$27^\circ$	20	0.15

### Resultados obtenidos en el retro-análisis

Modelo	Angulo de Fricción ( $\Phi$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad (FdS)	Comentarios
A	18°	49	1.0	Ver Plano B-5
	20.5°	38	1.0	Ver Plano B-6

Los análisis de estabilidad llevados a cabo a partir de la aplicación de los resultados del retro-análisis en el diseño propuesto para la estabilización de esta zona son presentados a continuación

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\Phi$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad Estático (FdS)	Factor de Seguridad Pseudo Estático	Deformación Newmark (m)	Comentarios
A	18°	49	1.20	0.83	0.04	Ver Plano B-7
	20.5°	38	1.23	0.85	0.02	Ver Plano B-8

Los resultados del análisis de deformación de Newmark, indican que en caso de ocurrir un sismo de diseño se espera la deformación indicada.

Si el factor pseudo estático de seguridad es menor que 1, una práctica aceptada es hacer un análisis de desplazamientos con el fin de evaluar los riesgos relativos específicos del lugar.

Dado que los FdS pseudo estáticos son menores que 1, y los resultados del análisis de deformaciones indican desplazamientos mínimos de 0.04 y 0.02 m para ángulos de fricción de 18° y 20.5° respectivamente, se concluye que estos resultados son considerados aceptables.

#### 5.4.1.4.4 Resultados del Análisis – Talud Global

Para confirmar la estabilidad global del talud general se ha llevado a cabo el análisis de estabilidad estático, asumiendo que las medidas de estabilización han sido completadas en las 2 zonas inestables.

A continuación se muestra los resultados obtenidos para el talud general.

Modelo	Ángulo de Fricción ( $\Phi$ )	Cohesión (kPa)	Factor de Seguridad Estático (FdS)	Factor de Seguridad Pseudo Estático	Deformación Newmark (m)	Comentarios
A	18°	48	1.37	0.87	0.01	Ver Plano B-9

El análisis de estabilidad pseudo estático ha producido un valor mínimo FdS de 0.87.

Los resultados del análisis de deformación de Newmark, indican que en caso de ocurrir un sismo de diseño se espera la deformación indicada.

Dado que el FdS pseudo estático es menor que 1, y el resultado del análisis de deformaciones indica desplazamiento mínimo de 0.01 m, por tanto se concluye que este resultado es considerado aceptable.

#### 5.4.1.4.5 Conclusiones del Retro Análisis de las Zonas Inestables P3-07-A y P7-09-H

La remoción del material arriba de la Paleo Superficie Lupe en la Zona Inestable P3-07-A y la construcción del contrafuerte propuesto en la zona Inestable P7-09-H proveerán una adecuada estabilidad de la zona de estudio. Ambas remediaciones serán más aún confinadas cuando el Botadero In-pit sea construido.

### 5.5 Diseño Preliminar del Tajo Abierto Pierina - Plan de Minado para la VDM 2011.

El Plan de Minado para la VDM 2011 contempla tres Fases: Fase 7, Fase 5C y Fase 8; ver Figuras 29, 30 y 31 respectivamente.

El Plan de Minado Fase 7 es el primero en la secuencia y representa la configuración final propuesta del Tajo Abierto de Pierina en sus lados Este, Sureste y Oeste. La Fase 5C, denominada Cuerpo Sur, representa la configuración final del Tajo en el lado Sur. La Fase 8 comprende una expansión al Sureste en forma de V con la finalidad de recuperar las reservas adicionales a lo largo de la quebrada Quinquishinca.

La Fases 5A y 5B no han sido analizadas por tratarse Fases Intermedias. La Fase 5C es la última fase de minado en el sector denominado Cuerpo Sur.

## 5.6 Identificación de las Secciones Geotécnicas Críticas para el Análisis de Estabilidad

Se ha identificado y desarrollado 27 secciones geotécnicas que cubren todos los sectores del tajo para revisar el potencial de inestabilidades a nivel de inter-rampa y global basado en los tres planes de minado. Las ubicaciones de las secciones están ilustradas en la Figuras 29, 30 y 31. Estas secciones fueron seleccionadas por ser representativas del rango de orientaciones de paredes y apuntan a los taludes con inter-rampa más altos que se desarrollarán durante la VDM 2011. Las secciones en mención contienen las más recientes interpretaciones de geología, geología-estructural, alteraciones, geotécnicas e hidrogeológicas. Se realizaron análisis de estabilidad de equilibrio límite en 2D en 20 de las 27 secciones desarrolladas para este estudio.

## 5.7 Modelo Geológico actualizado a Junio 2010

En junio 2010, MBM ha completado la actualización al modelo geológico. De igual manera, en julio 2010 con el soporte de Consulting and Mining Services S.R.L. (CMS), se ha culminado con la interpretación de la geología estructural.

Esta actualización ha incluido la revisión del modelo geológico estructural por el Dr. Vincent Campbell de Earth Resources Surveys Inc. (ERSI). Esta revisión incluyó la validación de las interpretaciones de las principales estructuras y la re-interpretación de la ubicación y origen de la Superficie Lupe. En la interpretación más reciente, la superficie Lupe es considerada como una Paleo Superficie que separa la andesita de un depósito de toba en la parte superior. Esta Paleo Superficie esta localmente disturbada por intrusiones de roca con textura porfírica más joven. La Paleo Superficie Lupe (PSL) y el modelo de estructural fueron validadas por ERSI en agosto de 2010.

Las unidades geotécnicas están basadas en los tipos principales tipos de alteraciones existentes, consistentes con otros estudios recientes. Las rocas con alteración Vuggy Silica (VS) ó Cuarzo Oqueroso (SO) no fueron diferenciadas de Quartz Alunite (QA) ó Cuarzo Alunita (CA). El contacto entre la Cuarzo-Alunita y las Rocas Argílicas (AR) fue modelado explícitamente como una zona de perturbación de 5 m de ancho tanto en la parte superior como en la parte inferior. Estas zonas simulan la naturaleza alterada, ablandada y de alguna forma perturbada cerca del contacto CA/AR.

## 5.8 Modelo Hidrogeológico actualizado a Julio 2010

El modelo hidrogeológico incorporado en los modelos de análisis de estabilidad está basado en la actualización más reciente emitida el 06 de julio de 2010. En las áreas donde el modelo hidrogeológico no pudo ser aplicado (esto es, Fase 8), las condiciones piezométricas fueron estimadas basadas en la experiencia de drenaje para los diferentes tipos de rocas debido a la insuficiente información piezométrica. Para la Fase 8 se realizaron los análisis de estabilidad de taludes para falla profunda asumiendo un rango de condiciones freáticas para el análisis presentado en esta tesis, tales como una despresurización a 50m y 70m de profundidad, horizontalmente detrás del talud del tajo, para las alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente. Esta consideración simula los efectos de los drenes horizontales, u otros métodos de drenaje.

Para todas las fases de minado, respecto a las condiciones de agua subterránea, se ha asumido para los taludes un drenaje natural (pasivo) debido al avance del minado y éstos deben estar completamente drenados.

Las presiones de poro para el desmonte fueron modelados usando el enfoque de ru. Para este material, se ha aplicado un  $ru = 0.075$ . Se utilizó este valor porque el material de desmonte será colocado en capas delgadas con alturas de 5 a 10m que podrían fomentar una generación de presión de poros.

## 5.9 Modelo Geotécnico actualizado a Setiembre 2010

Para esta evaluación se han usado los criterios de resistencia al corte resumidas en la Tabla 6.

Las fallas fueron modeladas usando una envolvente lineal de resistencia al corte de Mohr-Coulomb con  $\Phi' = 18^\circ$  y  $c' = 50$  kPa, basada en los resultados de los retro análisis recientes de las inestabilidades P3-07-A y P7-09-H (Piteau, 2009). Para reflejar la degradación de la resistencia debido a la perturbación de las rocas QA y AR dentro de los 50 m del tajo, y sin importar la proximidad de la superficie de suelo original, se definieron criterios de resistencia al corte en su límite inferior basados en los parámetros de resistencia al corte del macizo rocoso no lineales de Hoek-Brown (Hoek et al., 2002) asumiendo condiciones de total perturbación (esto es, Factor de Perturbación,  $D=1.0$ ) y se obtuvieron valores del límite inferior RMR/UCS a partir de toda la base de datos geomecánicos.

Los criterios de resistencia al corte para el desmonte fueron asumidos para todos los análisis iguales a los usados para los análisis del Botadero de Desmonte Principal realizados en el año 2009 (Piteau, 2009a). El material de desmonte fue modelado como roca de mala calidad usando valores lineales de Mohr-Coulomb de  $\Phi' = 27^\circ$  y  $c' = 20$  kPa.

## 5.10 Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011

### 5.10.1 Metodología

Para los análisis de estabilidad se consideraron superficies de falla circulares y de bloques. Todos los cálculos se realizaron con el software Slide de Rocscience (Versión 6), considerando la teoría de equilibrio límite y el método de Equilibrio Límite General (GLE) por dovelas en 2D el cual permite caracterizar la relación entre las fuerzas normales y cortantes existentes entre las dovelas para la potencial masa de deslizamiento, a fin de determinar el factor de seguridad mínimo del talud. Para evaluar el esfuerzo resistente desarrollado a lo largo de las superficies de falla, se consideró el criterio de falla de Mohr Coulomb; y para la roca intacta y el macizo rocoso el criterio de falla de Hoek-Brown Generalizado. Asimismo, se usaron bloques y líneas como rutinas de búsqueda para determinar las superficies críticas de falla. También, se usaron rutinas de optimización para ayudar a refinar aun más las superficies críticas de falla.

## 5.10.2 Criterios de Aceptabilidad

Para propósitos de evaluación del Plan de Minado propuesto, se ha adoptado un FdS estático mínimo nominal de 1.2, y un FdS pseudo estático de 1,0 los cuáles son consistentes con el criterio de aceptabilidad que la mina Pierina ha usado históricamente. Se advierte que este criterio fue seleccionado basado en condiciones operacionales y puede ser no adecuado para evaluaciones en el cierre de mina.

## 5.11 Resultados del Análisis de Estabilidad de Taludes del Tajo Pierina para la VDM 2011

### 5.11.1 Fase 7

#### 5.11.1.1 Fase 7 (Pared Oeste)

Los resultados claves del análisis de la Fase 7, paredes oeste y sureste están resumidos en el siguiente cuadro. Los modelos de análisis de estabilidad, modos de falla y resultados se ilustran en las Figs. C-3 al C-13, en el Anexo C.

#### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 7, Pared Oeste – Talud Sin Modificar

Sección	7N5-13	7N5-1	7N5-2	7N5-3	P1-M	7N5-5
FdS	1.35	1.40	1.19	1.13	1.15	1.26

Los resultados del análisis indican que el objetivo de lograr un FdS de 1.2 han sido alcanzados en las Secciones 7N5-13, 1 y 5. Sin embargo, se muestran condiciones de estabilidad marginales en las Secciones 7N5-3 y P1-M, la superficie de falla involucra rompimiento a lo largo de la falla F-35\_S.

Asimismo, estos resultados para los taludes finales de la Fase 7 indican que la estabilidad global es marginal, es decir, FdS igual a 1.13 y 1.15 en las secciones 7N5-3 y P1-M, respectivamente. Las zonas donde se tiene estos FdS se consideran como estabilidad marginal y en cada de ellas se dan las recomendaciones correspondientes para lograr el FdS aceptable.

Dada la historia del comportamiento de los taludes en Pierina y de la naturaleza de los mecanismos críticos aparentes de falla, el riesgo de desarrollar inestabilidades globales de gran escala y de asentamiento en los taludes de la Fase 7 es considerado bajo. Es así como, implementando un cuidadoso programa de monitoreo las operaciones de minado con esta configuración geométrica sea considerado factible.

### 5.11.1.2 Fase 7 (Paredes Sur, Sureste y Este)

Los resultados claves de los análisis de estabilidad de la Fase 7 (sin modificar), paredes sur, sureste y este se resumen en el siguiente cuadro. Los modelos del análisis de estabilidad, modos de falla y los resultados están ilustrados en las Figs. C-14 al C-21. Anexo C.

**Resultados de los Análisis de Estabilidad  
 Fase 7, Pared Sureste – Talud Sin Modificar**

Sección	CS-13 (Zona Inferior)	7-9	7-2	7-4	7-7
FdS	1.65	1.36	1.08	1.48	1.61

Los resultados del análisis de estabilidad indican que el objetivo de lograr un FdS de 1.2 se ha alcanzado en todas las secciones excepto en la Sección 7-2. En la Sección 7-2 (Plano C-19, Anexo C), la superficie de falla involucra rompimiento a lo largo de una falla moderadamente empinada a aproximadamente 100 m detrás de la pared del tajo. No se ha considerado como probable una falla profunda. Sin embargo, se ha evaluado la sensibilidad del FdS ajustando los niveles de minado conduciendo los análisis de estabilidad banco a banco desde el fondo hacia la parte superior hasta alcanzar un FdS de 1.2.

### 5.11.1.3 Discusión de Resultados de la Fase 7

Como se observa en la Plano C-24, Anexo C, el FdS baja a alrededor de 1.2 cuando el minado alcanza la cota 3780 (esto es, 30 m ó tres bancos desde el fondo). Asumiendo que los últimos tres bancos sean minados relativamente rápido al final de la vida de la mina e inmediatamente rellenada con el In-pit Central durante el período el cual se espera que será relativamente corto, el talud se considera marginalmente estable. Dado este corto período de exposición y el improbable mecanismo de falla (aunque técnicamente viable), el riesgo de inestabilidad global es bajo. En consecuencia, el minado del talud propuesto es considerado factible, implementando prácticas cuidadosas de monitoreo. En el improbable evento de que el talud se vuelva inestable durante el minado de los últimos tres bancos, se debe considerar la medida correctiva presentada en la Plano C-25, la cual incluye un corte de desacople de 100 m de ancho por 50 m de alto en la cresta del talud.

Los taludes de la Fase 7 Oeste están casi finalizados y a la fecha no han presentado inestabilidades globales, lo que implica que el FdS actual es, al menos, igual a 1.0. Esto es consistente con los resultados de los análisis y soporta el modelamiento y supuestos de resistencia al corte.



### 5.11.2 Fase 5C (Cuerpo Sur)

Los resultados de los análisis de estabilidad para el Plan de Minado Fase 5C están resumidos en el siguiente cuadro. Los modelos de análisis, modos de falla y resultados están también ilustrados en las Figs. D-3 al D-11 en el Anexo D.

#### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 5C, – Talud Sin Modificar

Sección	CS-2	CS-3	CS-11	CS-12
FdS	1.04	1.10	0.72	0.88

Los resultados del análisis de estabilidad del Plan de Minado Fase 5C indican que las Secciones CS-2 y CS-3 tienen FdS de 1.0 a 1.2, y las Secciones CS-11 y CS-12 son inestables (FdS<1.0). Como se observa en las Figs. D-3 y D-5, los modos críticos de falla indicados en las Secciones CS-2 y CS-3 son mecanismos profundos que involucran rompimiento a lo largo de la falla Potencia\_1\_5 y/o F-35\_S y cizalle a través del macizo rocoso en la pata del talud. En las Secciones CS-11 y CS-12 (Figs. D-7 y D-9, respectivamente) los mecanismos críticos de falla involucran cizalle a lo largo de la PSL. En la vecindad de estas secciones, la PSL se interpreta como un manto paralelo al talud y ubicada aproximadamente de 50 á 100 m detrás de la pared propuesta.

#### 5.11.2.1 Interacción entre los Departamentos de Planeamiento y Geotecnia MBM - Fase 5C-3C (Cuerpo Sur).

Se evaluaron las opciones para mejorar la estabilidad de la configuración del tajo Fase 5C usando un enfoque iterativo y la colaboración del personal de Piteau, personal del Dpto. de Planeamiento y el suscrito por MBM. Los análisis de estabilidad fueron llevados a cabo inicialmente para las configuraciones modificadas en cada sección. Estas configuraciones fueron evaluadas y modificadas por MBM de tal forma que los taludes se puedan minar a la vez que sean económicamente factibles. Este es un proceso interactivo entre los departamentos de Planeamiento y Geotecnia que se hace hasta conseguir una configuración óptima tanto desde el punto de vista de factibilidad de minado así como económicamente rentable.

El enfoque inicial involucró fijar los pies de los taludes, echar los segmentos de los inter-rampas y descargar de los taludes que están encima de la PSL. Sin embargo, las evaluaciones económicas indicaron que este enfoque no era rentable. Asimismo, se ha considerado una alternativa que involucró fijar la ubicación de la cresta del talud, echar los segmentos de los inter-rampas y dejar un refuerzo de roca intacta en el pie del talud.

Finalmente, el Plan de Minado Fase 5C-3C ilustrado en la Plano 32 fue considerado ser la mejor opción en términos de estabilidad tanto desde el punto de vista de factibilidad de minado así como económica. Esta opción reduce el inter-rampa en los dos segmentos superiores de 35° a 32°. Estos segmentos inter-rampa están separados por dos rampas geotécnicas de 30 m de ancho. El segmento de inter-rampa más bajo está diseñado con un ángulo de 42° en CA. Además, en la vecindad de las Secciones CS-11 y CS-12 se requiere un refuerzo de material intacto de 30 m de espesor y 60 m de alto (esto es, tres bancos dobles) con ángulo inter-rampa de 32°.

Los resultados de los análisis de estabilidad para el Plan de Minado Fase 5C-3C se presentan en el cuadro siguiente y se ilustran en las Figs. D-14 al D-20 del Anexo D.

#### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 5C-3C - Talud Modificado

Sección	CS-2	CS-3	CS-11	CS-12
FdS	1.13	1.16	1.12	1.17

Como en el caso del talud sin modificar de la Fase 5C, las porciones de las superficies críticas de falla en las Secciones CS-2 y CS-3 (Figs. D-14 y D-16, respectivamente) indican rompimiento profundo a lo largo de las Fallas Potencia\_1\_5 y/o F-35\_S.

Los resultados de los análisis de estabilidad para la Fase 5C-3C indican una estabilidad marginal; sin embargo, tal como para la pared Este en la Fase 7, el período crítico de exposición es al final de la vida de la mina cuando se minan los últimos bancos. Además, dada la historia del comportamiento de los taludes en Pierina y la naturaleza de los mecanismos críticos de falla aparentes, el riesgo de desarrollar un asentamiento de gran escala y rápido, a nivel de talud global es bajo. Es así como, implementando un programa cuidadoso de monitoreo, el minado de la Fase 5C-3C es considerado factible con la configuración establecida.

Para mantener la estabilidad de los taludes en el largo plazo una vez terminada la actividad de minado, se necesita rellenar el fondo del tajo con desmonte. Se debe considerar las opciones de minar el refuerzo de roca intacta debajo de la cota 3970 solo después de finalizar el Plan de Minado Fase 5C-3C, y solamente si los resultados del monitoreo de los taludes indican condiciones favorables de estabilidad.

El diseño de la fase 5C-3C se muestra en la Figura 32.

Adicionalmente, para lograr el FdS mínimo de 1.2 se ha evaluado su sensibilidad ajustando los niveles de minado. Se ha determinado que dejando de minar los dos bancos dobles en el fondo de Cuerpo Sur y ampliando la plataforma en el Banco 4070 se cumple con el mínimo FdS establecido. Este banco debe ser ampliado en 10, 20, y 10 m en los sectores de las secciones CS-2, C-3, y CS-11 respectivamente. Como resultado de esta evaluación se ha generado el Plan de Minado Fase 5C-3C-M, el cual servirá como Plan de Contingencia en caso de que el monitoreo indica inestabilidad en las paredes de Cuerpo. Los resultados de las corridas de estabilidad de las secciones CS-2, CS-3, CS-11, CS-12 y CS-13 se muestran en los Planos D-23, D-25, D-27, D-29, y D-31 respectivamente.

El diseño de la fase 5C-3C\_M se muestra en el Plano D-21.

En el siguiente cuadro se muestran los resultados obtenidos.

#### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 5C-3C\_M

Sección	CS-2	CS-3	CS-11	CS-12	CS-13
FdS	1.225	1.215	1.233	1.389	1.865

#### 5.11.2.2 Discusión de los Resultados de la Fase 5C-3C.

Los resultados de los análisis de estabilidad para los taludes finales del tajo de la Fase 5C indican que la pared oeste es potencialmente inestable (esto es,  $FdS < 1.0$ ). Se desarrolló una nueva configuración para esta fase interactuando con el departamento de Planeamiento y se obtuvo la Fase 5C-3C, mejorando sustancialmente la estabilidad, sin embargo la estabilidad global aún es marginal.

Dada la historia del comportamiento de los taludes en Pierina y la naturaleza de los mecanismos críticos de falla, el riesgo de desarrollar inestabilidades globales de gran escala y de asentamiento rápido en la Fase 5C-3C es considerado bajo. Además, se observa que la etapa crítica será cuando se minan los últimos bancos. Se considera factible el minado de la Fase 5C-3C con la configuración geométrica establecida siempre en cuando se implemente un cuidadoso programa de monitoreo. La opción de minar el refuerzo intacto debajo de la cota 3907 debe ser considerada solamente si los resultados del monitoreo indican condiciones de estabilidad favorables.

En esta Fase 5C-3C se debe implementar el relleno con desmonte (In-pit) para mantener la estabilidad en el mediano y largo plazo después de terminar con las operaciones de minado.

Aunque el minado de esta Fase 5C-3C se considera factible desde la perspectiva geotécnica se advierte que este diseño es agresivo. Si durante las operaciones de minado las condiciones difieren de aquellas que se asumieron, el plan de minado debe ser revisado, particularmente en Cuerpo Sur. Se enfatiza la necesidad de emplear mejores prácticas de voladura, técnicas de minado y el monitoreo diligente de los taludes durante y después de las operaciones de minado; estas operaciones unitarias son claves para optimizar la recuperación de las reservas.

### 5.11.3 Fase 8

Los resultados claves de los análisis de estabilidad del Plan de Minado Fase 8 se resumen en el siguiente cuadro. Los modelos de análisis, modos de falla y resultados están ilustrados en las Figs. E-3 a E-9 en el Anexo E.

#### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 8 – Sin Modificar

Sección	8-1	8-2 (Izquierda)	8-4	8-2 (Derecho)
FdS	1.22 / 1.85	1.47	2.65 / 1.52	1.53

Para cada sección, los resultados de los análisis de estabilidad indican que los valores de FdS superan el objetivo de 1.2. Tal como se observa en las Figs. E-12 al E-18, Anexo E, se propone un ángulo de inter-rampa de diseño de 44° para los taludes en material CA. Vale la pena notar que los análisis cinemáticos llevados a cabo en esta área en el 2002 (Piteau, 2002) indican que se puede alcanzar ángulos de inter-rampa de hasta 50° en taludes con CA.

#### 5.11.3.1 Fase 8-3C

Habiendo alcanzado FdS mayores de 1.2 se observó una oportunidad de mejora el cual consistió en incrementar el ángulo inter-rampa de 44° a 48° en taludes con alteración cuarzo-alunita. Esta modificación implica minar menos desmonte y como consecuencia reducir el costo de minado (\$/tonelada) mejorando así el flujo de caja del proyecto.

Los análisis de estabilidad generalizados fueron realizados para evaluar la viabilidad de incrementar el ángulo inter-rampa a 48° en taludes con CA. Los resultados de estos análisis se resumen en el siguiente cuadro, e indican que es factible incrementar el ángulo de talud.

### Resultados de los Análisis de Estabilidad Fase 8 – 3C

Sección	8-1	8-2 (Izquierda)	8-4	8-2 (Derecho)
FdS	1.39 / 1.85	1.44	2.59 / 1.52	1.44

Basado en estas figuras, se ha obtenido como resultado el Plan de Minado Fase 8-3C, éste es el Plan de Minado Fase 8 Modificado. La ilustración de esta Fase 8-3C se muestra en la Figura 33.

#### 5.11.3.2 Discusión de Resultados de la Fase 8

Los resultados de los análisis de estabilidad de la Fase 8 indican que es factible incrementar el ángulo de inter-rampa de 44° á 48° en taludes con alteración cuarzo-alunita y por lo tanto se avala el Plan de Minado Fase 8-3C ilustrado en la Figura 33.

Con este incremento en el ángulo inter-rampa se ha logrado reducir el costo de minado (\$/tonelada) y mejorar el flujo de caja para este Plan de Minado para la VDM 2011.

## 5.12 Análisis de Deformaciones – Sector Suroeste del Tajo Abierto Pierina

### 5.12.1 Estimaciones Preliminares de Parámetros de Deformaciones del Macizo Rocoso

Se ha realizado estimaciones preliminares de los parámetros de deformación de las dos unidades principales del macizo rocoso en la mina Pierina: Rocas con alteración Cuarzo-Alunita (CA) y rocas con alteración Argílica (AR). La presencia de las rocas con alteración Sílice Oqueroso ya es casi nula. Asimismo, a las rocas con alteración Sílice-Arcillas (SA) se está considerando dentro del grupo de la alteración Argílica por tener las mismas características geomecánicas. Ver Plano 8.

Se realizaron las estimaciones para los módulos elásticos tanto para la roca intacta, como para el macizo rocoso.

En los cálculos para los módulos elásticos se han tenido en cuenta las estimaciones para el Módulo de Young (E), Relación de Poisson ( $\nu$ ) y el Módulo de Corte (G).

Los dos primeros parámetros son independientes y el tercero puede ser derivado de E y  $\nu$  utilizando la teoría de la elasticidad. Las estimaciones de estos parámetros se realizaron tanto para la roca intacta, como para el macizo rocoso.

La práctica común permite medir E y  $\nu$  a nivel de roca intacta en el laboratorio, utilizando testigos de sondajes diamantinos y técnicas

estándares. Sin embargo, esto no es posible en el caso del macizo rocoso. Los parámetros de deformación para el macizo rocoso pueden ser medidos utilizando ensayos in situ especializados, pero este tipo de pruebas suele ser muy costoso y los resultados son a menudo poco confiables. El enfoque más fácil y menos costoso es obtener estos parámetros utilizando relaciones empíricas indirectas tal como la propuesta por Hoek y Diederichs (2005), el cual se ha adoptado para estimar el módulo de Young, mientras que la estimación del coeficiente de Poisson se basa en valores típicos de la literatura técnica, y el módulo de Corte se ha obtenido utilizando la teoría de elasticidad.

La Tabla 7 resume las estimaciones preliminares de los parámetros de deformación para el CA y AR, tanto a nivel de roca intacta como para el macizo rocoso.

## 5.12.2 Supuestos y Metodología

### 5.12.2.1 Módulos Elásticos para la Roca Intacta

#### 5.12.2.1.1 Módulo de Young para la Roca Intacta

##### a) Cálculo Teórico

Las estimaciones del módulo de Young ( $E$ ) para la roca intacta se basaron en la siguiente relación empírica desarrollada por Jhon Deere (1968).

$$E_i = MR \times UCS$$

donde:

$E_i$ : Módulo de Young de la Roca Intacta  
 $UCS$ : Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca Intacta  
 $MR$ : Razón de Módulo de la Roca Intacta.

$MR$  es un parámetro adimensional que depende del tipo de litología y varía típicamente entre 200 a 500 para la mayoría de las rocas. Valores sugeridos de  $MR$  para una variedad de rocas son presentados por Deere (1968) y Hoek y Dierichs (2005). Para este estudio, se escogió un valor de 350 para ambas rocas, CA y AR, éste es un valor intermedio entre la andesita (300 á 500) y tobas (200 á 400).

Se obtuvieron los siguientes resultados:

- Para la alteración argílica el  $E_i$  es 7 GPa; y

- Para la alteración Cuarzo-Alunita el  $E_i$  es 25 Gpa

En la Tabla 7 se muestran los resultados de los cálculos realizados para las diferentes profundidades del macizo rocoso.

Piteau (Piteau, 2011) ha informado valores representativos de UCS para estas unidades.

#### **b) Data de la Literatura Especializada**

En la Tabla 8 se muestra los valores teóricos de Resistencia a la Compresión Uniaxial, Módulo de Young y Coeficiente de Poisson de algunas rocas, Tomado de Jaeger & Cook (1979), Bell (2000), Gonzales de Vallejo (2002) - Guidelines for Open Pit Slope Design, Jhon Read and Peter Stacey - SCIRO.

En Pierina, las rocas volcánicas frescas como las andesíticas, granodioríticas, y esquistos, las dos primeras muy comunes en nuestro medio, tienen características similares a las rocas volcánicas lávicas con alteración hidrotermal cuarzo-alunita. Estas tienen UCS en el rango de 35 a 200 MPa, Módulo de Young de 5 a 70. Ver Resumen de la Tabla 8.

Asimismo, las rocas volcánicas frescas como el yeso y los tufos tienen características similares a las rocas volcánicas (lávicas y piroclásticas) con alteración hidrotermal argílica. Éstas tienen un UCS de 10 a 45, Módulo de Young de 3 a 20.

#### **c) Resultados de Ensayos de Laboratorio**

De la Tabla 9 se tiene los Módulos de Young de 7.11 y 0.84 para las rocas con alteraciones cuarzo-alunita y argílica respectivamente, estos datos han sido obtenidos del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú. Los resultados de los ensayos se muestran el Anexo F.

#### **d) Comentarios**

El módulo de Young promedio de 7.11 obtenido de los ensayos de laboratorio para rocas con alteración cuarzo-alunita está dentro del rango de los datos teóricos calculados y datos de literatura especializada.

De igual forma, el módulo de Young promedio de 0.84 obtenido de los ensayos de laboratorio para rocas con alteración argílica está muy próximo al rango de 3 á 20 encontrada en la literatura especializada.

Se concluye que los resultados de los ensayos de laboratorio obtenidos son consistentes con los cálculos teóricos, así como los datos de la literatura disponible para los módulos de Young. Los resultados de los ensayos de Laboratorio de Mecánica de Rocas se muestran en la Tabla 9.

#### **5.12.2.1.2 Relación de Poisson para la Roca Intacta**

##### **a) Data de la Literatura Especializada**

Valores típicos de la relación de Poisson, a nivel de roca intacta obtenidos de la literatura, se encuentran en el rango de 0.15 a 0.35 tanto para las rocas volcánicas como para los piroclásticos Jaeger & Cook (1979), Bell (2000), Gonzales de Vallejo (2002) - Guidelines for Open Pit Slope Design, Jhon Read and Peter Stacey -SCIRO. En Pierina, las rocas volcánicas frescas como las andesíticas, granodioríticas y esquistos, las dos primeras muy comunes en nuestro medio, tienen características similares a las rocas volcánicas lávicas con alteración hidrotermal cuarzo-alunita. Estas tienen Coeficiente de Poisson de 0.15 a 0.30. Ver Resumen de la Tabla 8.

De igual forma, las rocas volcánicas frescas como el yeso y los tufos tienen características similares a las rocas volcánicas (lávicas y piroclásticas) con alteración hidrotermal argílica. Éstas tienen Coeficiente de Poisson de 0.20 a 0.35

##### **b) Resultados de Ensayos de Laboratorio.**

De la Tabla 9 se tiene los resultados de los ensayos de laboratorio para los coeficientes de Poisson promedios de 0.30 y 0.36 para las rocas con alteraciones cuarzo-alunita y argílica respectivamente, estos datos han sido obtenidos del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú. Los resultados de los ensayos se muestran el Anexo F.



### c) Comentarios

En general, una roca intacta de mala calidad tiene mayor coeficiente de Poisson que una roca intacta de buena calidad.

El coeficiente de Poisson promedio de 0.30 obtenido de los ensayos de laboratorio para rocas con alteración cuarzo-alunita está dentro del rango de los datos de literatura especializada.

De igual forma, el coeficiente de Poisson promedio de 0.36 obtenido de los ensayos de laboratorio para rocas con alteración argílica está muy próximo al rango de los datos de literatura especializada.

Se concluye que los resultados de los ensayos de laboratorio obtenidos son consistentes con los resultados de los cálculos teóricos, así como los datos de la literatura disponible para los coeficientes de Poisson.

Un resumen de los resultados de los ensayos de Laboratorio de Mecánica de Rocas se muestra en el Tabla 9. Estos resultados se adjuntan en el Anexo F.

#### 5.12.2.1.3 Módulo de Corte para la Roca Intacta

Las estimaciones del módulo de corte de la roca intacta fueron realizadas utilizando la siguiente relación derivada de la teoría de elasticidad:

$$G_i = \frac{E_i}{2(1 + \nu_i)}$$

donde

$E_i$ : Módulo de Young de la Roca Intacta.  
 $\nu_i$ : Coeficiente de Poisson de la Roca Intacta.  
 $G_i$ : Módulo de Corte de la Roca Intacta.

Los módulos de corte para la roca intacta calculados para las rocas con alteración argílica y cuarzo-alunita son 2.57 y 9.62 respectivamente. Estos resultados se muestran en la Tabla 7.

## 5.12.2.2 Módulos Elásticos para el Macizo Rocosó

### 5.12.2.2.1 Cálculo Teórico del Módulo de Young para el Macizo Rocosó

Las estimaciones del Módulo de Young para el macizo rocosó fueron realizadas utilizando la siguiente relación empírica propuesta por Hoek y Diederichs (2005):

$$E_{rm} = E_i \left( 0.02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{(60+15D-GSI)/11}} \right)$$

donde

- $E_{rm}$ : Módulo de Young del Macizo Rocosó.
- $E_i$ : Módulo de Young de la Roca Intacta
- GSI: Geological Strength Index (Hoek, 2002)
- D: Factor de Perturbación que considera el daño por voladura y des-confinamiento Hoek (et al, 2002)

Los valores de GSI y los valores de perturbación (D) fueron estimados a partir de los estudios de Piteau (2011). Estos valores se muestran en la Tabla 7.

Para la alteración argílica se obtuvieron 0.21, 0.29, 0.35 y 0.43 como módulos de Young para el macizo rocosó para las zonas 1, 2, 3 y 4 respectivamente. De igual forma, para la alteración cuarzo-alunita se tiene 1.57, 2.39, 3.07 y 3.93 como módulos de Young para el macizo rocosó para las zonas 1, 2, 3, y 4 respectivamente

### 5.12.2.2.2 Relación de Poisson para el Macizo Rocosó

En general, un macizo rocosó de mala calidad tiene mayor coeficiente de Poisson que un macizo rocosó de buena calidad. Del mismo modo, considerando otros factores invariables, se espera que un macizo rocosó tenga una relación de Poisson más alta que la roca intacta.

Es importante destacar que un material más deformable tiene un coeficiente de Poisson mayor que un material menos deformable. Basado en esta premisa, para efectos de este estudio, al macizo rocosó se ha considerado como un material más deformable que la roca intacta por tanto se ha

estimado una relación de Poisson para el macizo rocoso igual al 20% más alto que el coeficiente de Poisson de la roca intacta. De esta manera se obtuvieron valores de 0.43 y 0.36 como relaciones de Poisson para el macizo rocoso para las rocas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente; estos valores están dentro del rango de 0 y 0.5 establecidos en la literatura de mecánica de rocas. Considerando la calidad de las rocas con alteraciones argílica (mala calidad) y cuarzo-alunita (buena calidad) los valores que se obtuvieron se aproximan a la realidad del macizo rocoso del tajo Pierina. Ver Tabla 7. Estos coeficientes de Poisson obtenidos son consistentes con los parámetros geomecánicos ponderados tales como RMR de 38.7 y 54.2 para las rocas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente, durezas de 1.6 y 2.6 para las rocas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente, y los valores de resistencia de compresión no confinada de 23.5 y 74.2 para las rocas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente. Ver Tablas 5 y 6.

### 5.12.2.2.3 Módulo de Corte para el Macizo Rcoso

El módulo de corte del macizo rocoso se calculó utilizando la siguiente expresión derivada de la teoría de elasticidad:

$$G_{rm} = \frac{E_{rm}}{2(1 + \nu_{rm})}$$

donde:

$G_{rm}$ : Módulo de Corte del Macizo Rcoso.

$E_{rm}$ : Módulo de Young del Macizo Rcoso

$\nu_{rm}$ : Relación de Poisson del Macizo Rcoso

Cabe señalar que estas estimaciones pueden no ser apropiadas para algunas aplicaciones, debiendo ser calibradas y validadas utilizando técnicas de modelamiento numérico llevadas a cabo por personal calificado.

Los módulos de corte ( $G_{rm}$ ) para el macizo rocoso hallados para las rocas con alteración argílica va desde 0.07 hasta 0.15 dependiendo de la sub división de las zonas de perturbación; y con alteración cuarzo-alunita desde 0.58 hasta 1.44

también dependiendo de la sub división de las zonas de perturbación. Ver Tabla 7.

### **5.12.3 Modelo de Elementos Finitos para la Sección 7N5-3**

#### **5.12.3.1 Criterio de Aceptabilidad**

Para evaluar la Fase 7, se tiene como objetivo alcanzar un FdS estático mínimo de 1.20 para la estabilidad global, esto acorde con el criterio históricamente usado para mina Pierina.

#### **5.12.3.2 Plan de Minado**

El departamento de Planeamiento propuso el plan de minado para la VDM 2011 del tajo de Pierina para su evaluación geotécnica en agosto de 2010. Este plan de minado incluye las Fases 7, 5C y 8.

#### **5.12.3.3 Modelos Geológico, Estructural e Hidrogeológico**

Para los análisis de las secciones, la evaluación geotécnica ha considerado las últimas actualizaciones de los modelos geológico (alteraciones), estructural, hidrogeológico, y de la paleo superficie Lupe.

#### **5.12.3.4 Modelo Geotécnico**

##### **Sección Geotécnica 7N5-3**

Para la aplicación del modelo de elementos finitos en la Fase 7 del tajo abierto Pierina, se ha determinado utilizar la Sección 7N5-3, por ser una de las secciones críticas de Cuerpo Sur y tiene FdS de 1.13 considerado como estabilidad marginal en esta sector. En esta sección se podrá tomar en cuenta el efecto de las deformaciones. La ubicación de la Sección 7N5-3 se muestra en la Figura 34.

##### **5.12.3.4.1 Consideraciones Geotécnicas**

- Se ha desarrollado un modelo de elementos finitos en dos dimensiones para la Sección 7N5-3 usando el software Phase 2 v 8.0 (Rocscience 2011);
- Se ha asumido la condición de deformación plana ó esfuerzos en un plano (2D);
- Se ha utilizado el modelo elasto plástico perfecto; y

- Para la determinación del FdS se ha usado la técnica del SSR (Shear Strength Reduction) ó Reducción de la Resistencia al Corte.

#### **5.12.3.4.2 Distribución de las Unidades Geotécnicas**

Acorde a lo que actualmente existe en los taludes del tajo abierto Pierina (2011), se ha considerado básicamente dos tipos de alteraciones: Argílica (AR) y Cuarzo-Alunita (CA). Estas a su vez han sido subdivididos de acuerdo a la zona de perturbación. La distribución de las unidades geotécnicas se muestra en la Figura 35.

#### **5.12.3.4.3 Propiedades Geotécnicas**

- Las propiedades de resistencia y sus distribuciones han sido obtenidas de estudios previos realizados por Piteau (basado en el mismo modelo Slide);
- La resistencia del macizo rocoso se ha basado en el criterio de falla de Hoek & Brown;
- Se ha considerado un comportamiento post pico: elástico – plástico perfecto;
- Las propiedades de deformación de la roca intacta se han tomado de Piteau (2011) y actualizadas con los resultados de ensayos de laboratorio realizados en el 2012 (Anexo G). Las propiedades de deformación han sido estimados usando la metodología de Hoek & Diederichs (2005);
- La relación de Poisson para las rocas intactas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita se han obtenido de la interpretación de los resultados de los ensayos de laboratorio realizado en la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI), Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalurgia (Abril 2012). Asimismo, la relación de Poisson para el macizo rocoso se ha asumido un 20% adicional al valor de la roca intacta;
- Las fallas se han modelado usando el Criterio de Mohr-Coulomb; y
- Los parámetros de deformación, tanto de los resultados de los ensayos de laboratorio así

como los cálculos para cada caso se muestra en la Tabla 7. De igual forma, en la Tabla 8 se muestra los parámetros de deformación tomados de la literatura especializada actualizada (Guidelines for Open Pit Slope Design, Jhon Read and Peter Stacey – SCIRO 2009).

#### 5.12.3.4.4 Malla y Condiciones de Contorno

La malla y las condiciones de contorno se muestran en la Figura 36 y tiene las siguientes características:

- Malla de triángulos de tensión lineal (6 nodos);
- Número de nodos: 58,886. Número de elementos: 29,291;
- Condiciones de los límites de desplazamientos:
  - a) Base fija (desplazamiento cero);
  - b) Contornos verticales: sin desplazamientos horizontales. Se permite desplazamientos verticales;
  - c) Distancia del límite derecho a la cresta del talud igual a 2.5 por altura del talud (H);
  - d) Distancia de la base del contorno al pie del talud igual a 1.5 por la altura del talud H; y
  - e) Malla uniforme detallada cerca a la cara del talud, y malla graduada hacia afuera desde esta zona a los contornos del modelo.

#### 5.12.3.4.5 Secuencia de Minado

La secuencia de minado se muestra en la Figura 37, y tiene las siguientes características:

- Se asume que es una secuencia de excavación idealizada, podría ser no realista;
- Se tiene una geometría intermedia entre la geometría inicial y final de tajo abierto;
- Se ha simulado 38 etapas de minado; y
- Es razonable para una primera aproximación. Sin embargo, podría mejorar la confiabilidad del modelo si fuera simulado con la secuencia actual del desarrollo de los taludes del tajo.

Luego, éste puede ser calibrado con las deformaciones históricas.

#### 5.12.3.4.6 Estado Inicial de Esfuerzos

- Se tiene un esfuerzo gravitacional vertical;
- El ratio de esfuerzos horizontal/vertical en plano de la sección es igual a 1; y
- El ratio de esfuerzos horizontal/vertical perpendicular al plano de la sección es igual a 1.

#### 5.12.3.4.7 Modelo Hidrogeológico

El modelo hidrogeológico tridimensional ha sido proveído por el departamento de Hidrogeología de Pierina. Tomando como base este modelo se hicieron secciones mostrando los niveles freáticos. También, se estimaron las superficies freáticas para las etapas intermedias.

Una sección típica interpretada del modelo hidrogeológico se muestra en la Figura 22.

El modelo hidrogeológico que se ha utilizado para este análisis de deformaciones es el mismo usado en la evaluación geotécnica LOM 2011, tratado en este capítulo.

Para la Fase 8, el nivel freático asumido está debajo de la superficie de análisis en alrededor de 50 m y 70 m para las rocas con alteraciones argílica y cuarzo-alunita, respectivamente.

#### 5.12.3.4.8 Resultados del Modelamiento

##### a) Esfuerzo Principal Mayor ( $\sigma_1$ )

Se observa una franja paralela al talud de aproximadamente 100 m de ancho con valores bajos del esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) de 1.0 a 2.0 MPa, lo que indica que no se espera mayores deformaciones por efecto de este esfuerzo. Estos bajos valores, del esfuerzo principal mayor en el talud, son producto del comportamiento plástico del macizo rocoso en las zonas AR-Z2 y QA-Z2. Esta franja uniforme es porque el talud está compuesto en forma predominante de rocas con alteración argílica desde el nivel 4 200 hasta el 3 850 y en menor

proporción cuarzo-alunita en la base desde el nivel 3 850 hasta 3 750. Ver Figura 38.

#### **b) Esfuerzo Principal Menor ( $\sigma_3$ )**

Se observa una franja paralela al talud de aproximadamente 80 m de ancho con valores del esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) de 0.0 a 1.0 MPa, lo que indica que no se espera mayores deformaciones por efecto. Estos bajos valores en la cara del talud son producto del comportamiento plástico del macizo rocoso en las zonas AR-Z2 y QA-Z2. De igual forma, esta franja uniforme es porque el talud está compuesto en forma predominante de rocas con alteración argílica desde el nivel 4 200 hasta el 3 850 y en menor proporción cuarzo-alunita en la base desde el nivel 3 850 hasta 3 750. Ver Figura 39.

#### **c) Desplazamientos Horizontales**

El modelo indica que los desplazamientos horizontales finales serán hasta de 10 metros en la parte media del talud limitada por la PSL paralela al talud. Además, se tiene otras fallas sub paralelas interpretándose esta zona crítica como inestabilidad progresiva controlada por estas estructuras. Este nivel de deformaciones es consistente porque en la base se tiene predominantemente rocas con alteración cuarzo-alunita considerada como roca de buena calidad. Ver Figura 40.

#### **d) Desplazamientos Totales**

Similar a la distribución de los desplazamientos horizontales, se observa desplazamientos totales de 10 m en la mitad del talud limitada en profundidad por la PSL casi paralela a la cara del talud. En las partes inferiores y superiores se tiene en promedio 5m de desplazamiento total. Ver Figura 41.

#### **e) Historia de los Desplazamientos Horizontales**

La historia de los desplazamientos de los puntos de control ilustra la relación entre la activación de la zona inestable y avance del minado. Se ha considerado 5 puntos de control (CP) a lo largo



de la sección 7N5-3 (Figura 42). Se hizo una simulación de los desplazamientos horizontales de estos puntos versus las 38 etapas de excavación.

**f) Desplazamientos Horizontales de los Puntos de Control versus las Etapas de Minado**

El monitoreo de taludes registra el comportamiento de las paredes del tajo como respuesta al avance del minado.

Se hizo una simulación de deformaciones de acuerdo a la secuencia de minado. Esta simulación se ha resumido 10 etapas principales: Etapa 10, Etapa 16, Etapa 19, Etapa 25, Etapa 27, Etapa 29, Etapa 31, Etapa 33 y Etapa 36.

Desde el inicio hasta la Etapa 10 no se observa desplazamientos horizontales. Desde la Etapa 10 a la Etapa 16 se observa un importante incremento en los desplazamientos de aproximadamente 1 m. Desde la Etapa 16 hasta la Etapa 24 se mantiene este nivel de desplazamientos. A partir de la Etapa 24 hasta la Etapa 30 se espera un ligero incremento en los desplazamientos horizontales del orden de 1.5 m. Desde la Etapa 30, el minado se vuelve realmente crítico porque los desplazamientos horizontales se incrementan exponencialmente alcanzando hasta 6.5 m en promedio, excepto en los bancos del fondo del tajo (CP05) donde se estima en 2 m de desplazamiento. También se nota una excepción en la parte media del talud el talud donde se prevé una aceleración a partir de la etapa 24 llegando a producir un desplazamiento máximo de hasta 8.5 m. Este dato es consistente dado que se mina la zona controlada estructuralmente por la presencia de la PSL y las fallas sub paralelas presentes. En la Etapa 30 se debe realizar un nuevo análisis de estabilidad de taludes tomando en cuenta la información del monitoreo. Los resultados de estas simulaciones de muestran en las Figuras del 44 al 52.

#### 5.12.3.4.9 Análisis de los Resultados

- Los valores bajos del esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) (1.0 á 2.0 MPa) y el esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ) (0.0 á 1.0 MPa) en la superficie del talud son resultados producto del comportamiento plástico de la masa rocosa en las zonas AR-Z2 y QA-Z2;
- El modelo indica un desplazamiento horizontal final de 10m en la zona inferior entre la PLS Lupe y otras principales fallas. Se prevé una inestabilidad controlada por estas estructuras;
- La distribución de los desplazamientos totales es similar a los desplazamientos horizontales;
- La historia de los desplazamientos de los puntos de control ilustra la relación entre la activación de la zona inestable y el avance del minado;
- La ubicación de la Paleo Superficie Lupe (PSL) paralelo a la cara del talud es una posición muy desfavorable. A medida que el minado avanza la altura del talud crece y trae como consecuencia el incremento del esfuerzo de corte a lo largo de la falla generándose a la vez una disminución del esfuerzo normal;
- Cuando la zona inestable se activa (promovido por la PSL), los desplazamientos se incrementan significativamente (de < 2m á >10m);
- El análisis de la reducción de la resistencia al corte indica una condición de estabilidad marginal (FdS aproximado de 1.0). El mecanismo de falla se explica por el corte que se genera a lo largo de la PSL asociado a otras fallas sub paralelas en esta zona. Este mecanismo de falla es esencialmente el mismo que se ha indicado en el análisis previo de equilibrio límite;

- Los resultados son muy sensibles a la resistencia, la deformación de la PSL y otras fallas sub paralelas en esta zona. Si las deformaciones de estas estructuras son similares cerca a la superficie de la masa rocosa, el Factor de Reducción de Resistencia o SRF (Strength Reduction Factor); es similar al FdS del análisis de equilibrio límite. Si los parámetros de deformación son significativamente menores en el macizo rocoso, entonces el talud se considera inestable; y
- La estabilidad de taludes está directamente relacionada a la secuencia de minado.

#### 5.12.3.4.10 Conclusiones

- Los resultados iniciales del modelo de deformaciones son considerados razonables en términos de expectativas del modo y orden de magnitud, este modelo se ajusta a los resultados de los análisis de equilibrio límite previamente realizados y es consistente con el comportamiento general del macizo rocoso de Pierina observado por un período de más de 10 años;
- Se considera que el actual modelo de deformaciones realizado para esta tesis es un indicativo del modo y orden de magnitud de deformación, es útil para la validación general del análisis predictivo de equilibrio límite realizado, prever de modo general futuras tendencias de deformación, y generar medidas de remediación ante eventuales inestabilidades producto de la secuencia de excavación. Es importante destacar que este modelo no ha sido rigurosamente calibrado con inestabilidades históricas o con movimientos superficiales documentados, por tanto no debe ser usado para una predicción precisa de futuras respuestas en deformaciones o comportamiento de taludes; y
- Se concluye que se puede realizar más mejoras al actual modelo de deformaciones que sin duda va a requerir considerable tiempo, esfuerzo y presupuesto importante. Las mejoras que podrían implementarse se dan a conocer a continuación.

#### 5.12.3.4.11 Recomendaciones

- Realizar ensayos de laboratorio adicionales que cubran gran parte del tajo cuidadosamente controlados, vigilando la calidad de investigación para lograr una mejor definición de las propiedades geomecánicas de los materiales;
- Revisar la literatura publicada, las investigaciones recientes y metodologías alternativas concernientes al comportamiento de los macizos rocosos débiles, con alteración argílica y disturbadas para evaluar el uso de la metodología de Hoek y Diederichs en la estimación de los parámetros de deformación;
- Realizar retro-análisis adicionales para “calibrar” aún más las resistencias del macizo rocoso para el análisis de equilibrio límite. Luego, incorporar las asunciones de las resistencias al corte para lograr una calibración más confiable en el modelo actual de deformaciones;
- Ajustar el modelo general de zonación de perturbación del macizo rocoso considerando los efectos de la voladura, excavación y relajación de esfuerzos;
- Compilar, revisar y reconciliar la data histórica del monitoreo de prismas, inclinómetros y extensómetros para establecer tendencias de deformación histórica y simularlos de acuerdo al avance del minado real;
- Incorporar una secuencia detallada del plan de minado que debe estar sincronizado con los datos del modelo de deformación histórica;
- Realizar más estudios de caracterización de los parámetros de deformación de la PSL y de las principales fallas en las zonas críticas;
- Evaluar la sensibilidad de las deformaciones y los valores del SRF a la resistencia y deformación de las principales estructuras;
- Considerar la geometría del tajo, los contactos litológicos y las principales fallas, para ver sus efectos en 3D;
- Una vez que el modelo haya sido bien refinado y calibrado, éste se puede usar para evaluar las posibles medidas de remediación:

- Modificación de la secuencia de minado para retrasar ó controlar la activación de la PSL y otras principales fallas o contactos geológicos;
- Disminuir el ángulo inter-rampa y el talud general;
- Descargar el peso del talud en la parte superior del tajo (minar los bancos superiores); y
- Construir un contrafuerte en el pie del talud de tajo o dejar de minar los bancos inferiores.

### **5.13 Evaluación Económica del Diseño del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011.**

#### **5.13.1 Parámetros establecidos**

Para la evaluación económica del Plan de Minado para la VDM 2011, se ha tenido en cuenta lo siguiente:

- Tonelaje calculado a junio 31, 2010;
- Precio del oro asumido: 1,100 \$/oz; y
- Producción de oro con 60% de recuperación de plata.

#### **5.13.2 Resultados de la Evaluación Económica**

Se hizo el flujo de caja para el plan de minado para la VDM 2011. La información acerca del flujo de caja es útil porque suministra a los usuarios de los estados financieros las bases para evaluar la capacidad que tiene la empresa para generar efectivo y equivalentes al efectivo, así como sus necesidades de liquidez. Además, para tomar decisiones económicas, los usuarios deben evaluar las fechas en que se producen y el grado de certidumbre relativa de su aparición.

Del flujo de caja que se muestra en la Tabla 16, se concluye:

- El mayor flujo de caja genera la Fase 5C (US \$ 39,3 Millones) mientras que la Fase 8 genera el menor cash flow (US \$ 14,3 Millones). Actualmente (2012), la Fase 5C se encuentra en explotación;
- La Fase 7 genera el menor costo por onza (568 US \$/Oz de Oro), mientras que la Fase 8 genera el mayor 865 US \$/Oz de Oro); y

- El mayor costo de capital se tiene en la Fase 5C con US \$ 11,0 Millones, mientras que el menor costo de capital se tiene en la Fase 7 con US \$ 3.7 Millones.

#### **5.14 Diseño Final del Tajo Abierto Pierina - Plan de Minado para la VDM 2011: Fase 7, Fase 5C-3C y Fase 8-3C**

Luego de haber realizado las evaluaciones de factibilidad de minado y viabilidad económica se ha procedido a validar desde la perspectiva geotécnica la Fase 7, Fase 5C-3C, y Fase 8C-3C representadas en las Figuras 29, 32, y 33, respectivamente.

#### **5.15 Conclusiones del Análisis de Estabilidad del Tajo Abierto Pierina – Plan de Minado para la VDM 2011**

- En varias secciones los resultados de los análisis de estabilidad global para los taludes finales del tajo (Fase 7), indican que están con FdS de 1.2 o mayores. Asimismo, en los sectores donde se tiene el rango de FdS desde 1.12 hasta 1.19 se consideran como zonas con estabilidad marginal y en cada una de ellas se dan las recomendaciones correspondientes para lograr FdS aceptables;
- Los resultados de los análisis de estabilidad para los taludes finales del tajo Fase 5C indican que la pared oeste es potencialmente inestable (esto es,  $FdS < 1.0$ ). La configuración revisada del tajo Fase 5C-3C se ha desarrollado haciendo las consultas con el departamento de Planeamiento de la mina Pierina, el suscrito y la consultora Piteau, mejorando significativamente la estabilidad. Sin embargo, la estabilidad global es aún considerada marginal;
- Dada la historia del comportamiento de los taludes en Pierina y de la naturaleza de los mecanismos críticos de falla, el riesgo de desarrollar inestabilidades globales a gran escala y de asentamiento rápido ya sea en la Fase 7 ó Fase 5C-3C, es considerado bajo;
- Asimismo, en la mayoría de los casos, el FdS es más bajo que el mínimo 1.2 aceptable cuando se minan los últimos 3 bancos. Por tanto para el minado de estos bancos se debe realizar un cuidadoso programa de monitoreo que incluya herramientas de precisión sub milimétrica (radar). Es así que tomando en cuenta un mayor nivel de riesgo se podrían considerar factibles las operaciones de minado con las configuraciones de la Fase 7, Fase 5C-3C, y Fase 8-3C aquí establecidas;
- Se debe desarrollar e implementar un Plan de Contingencia para descargar la pared Este de la Fase 7 en la eventualidad que el monitoreo indique el desarrollo de inestabilidades;
- Se debe considerar las opciones de minar los bancos que están debajo de la cota 3907m (los que actualmente sirven como refuerzo intacto) en Cuerpo Sur después de terminar con el Plan de Minado Fase 5C-3C, y solamente si los resultados del monitoreo indican condiciones de estabilidad favorables;

- Para mantener la estabilidad de los taludes, en el mediano y largo plazo después del término de la actividad minera, se requiere construir un contrafuerte con relleno de desmonte (In-pit) en ambos Planes de Minado Fase 7 y Fase 5C-3C;
- Los resultados de los análisis de estabilidad en los taludes de la Fase 8 (generalmente en las zonas con alteración cuarzo-alunita con ángulo inter-rampa 44°) indican que los valores de FdS superan el objetivo de 1.2. Por consiguiente, se ha visto la necesidad de incrementar el ángulo inter-rampa. En iteración con el Dpto. de Planeamiento se ha generado una nueva geometría en este sector denominado Fase 8-3C con ángulos inter-rampa 48° y los FdS calculados aún superan el valor de 1.2;
- Se advierte que los diseños de las fases de minado 7 y 5C son considerados agresivos desde la perspectiva geotécnica. Si durante la etapa de minado las condiciones difieren de aquellas que han sido asumidas, puede no ser posible el minado particularmente de los últimos 3 bancos de ambos tajos: Pierina y Cuerpo Sur; y
- Se enfatiza la necesidad de emplear mejores prácticas de voladura, técnicas de excavación y el monitoreo diligente de los taludes antes, durante y después de la actividad minera. Estas operaciones unitarias son claves para mitigar en forma efectiva la exposición al riesgo del personal, equipos y para optimizar la recuperación de las reservas.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

- Luego de haber realizado las evaluaciones de factibilidad del minado, viabilidad económica, y análisis de estabilidad del Plan de Minado para Fase 7, Fase 5C-3C y Fase 8-3C incluidos en la Vida de Mina (VDM) 2011, se concluye que este Plan de Minado es viable desde la perspectiva geotécnica con las restricciones y recomendaciones aquí establecidas;
- Recientes interpretaciones del modelo geológico (julio 2010) han concluido que el contacto entre la andesita y tufos dacíticos es una superficie ondulada profunda con buzamientos muy empinados en la parte central del tajo (norte-sur) y aplanada en los lados laterales superiores (este y oeste), la cual ha dado lugar a significativos movimientos pre y post mineralizantes. Esta superficie ha sido referida como Paleo Superficie Lupe (PSL). Asimismo, se ha determinado que esta PSL impacta en el diseño de taludes como una potencial zona de debilidad;
- Dada la historia del comportamiento de los taludes en Pierina y de la naturaleza de los mecanismos críticos de falla, el riesgo de desarrollar inestabilidades globales de gran escala y de asentamiento rápido ya sea en la Fase 7 ó Fase 5C-3C, es considerado bajo;
- La hidrogeología del tajo Pierina es muy compleja. El drenaje superficial es gobernado por la morfología actual y por los depósitos cuaternarios, compuestos básicamente por depósitos coluviales. El principal control del drenaje subterráneo está asociado al paleo relieve, a un fuerte control estructural, a la alteración hidrotermal de las rocas y a su grado de fracturamiento. Las aguas subterráneas son gobernadas por controles hidrogeológicos (litológico, estructural, geomorfológico, de alteraciones hidrotermales y mineralógicos) y están presentes en condiciones confinadas y no confinadas, dependiendo en parte de la distribución y densidad de las fracturas. El nivel freático existe en varios lugares, particularmente en el sector Oeste del tajo. En esta área, el tufo andesítico está compuesto de abundante arcilla, el cual tiende a actuar como acuífero y tiene la forma de una cuchara;
- El principal control hidrogeológico estructural es el lineamiento N-S al Oeste del tajo Pierina y es concordante con la Falla Bárbara. Las estructuras más favorables para la movilización de las aguas subterráneas son las E-W y las N-S, por ser de carácter distensivo. Las estructuras de dirección NE que intersectan al sistema bárbara conducen agua pero en menor cantidad que Bárbara.
- Se ha determinado que los niveles freáticos tienen una buena interconexión a través de las fracturas y las porosidades del macizo rocoso; este dato es importante para los estudios de drenaje del tajo. Se han calculado las conductividades hidráulicas y los promedios tienen un rango de  $3.4 \times 10^{-4}$  cm/s para los tufos a  $4.9 \times 10^{-4}$  cm/s para la andesita;
- Para la Fase 8 se realizaron los análisis de estabilidad de taludes para falla profunda con la siguiente condición para el agua subterránea:



- Se ha considerado una despresurización a 50m y 70m de profundidad, horizontalmente detrás del talud del tajo, para las alteraciones argílica y cuarzo-alunita respectivamente. Esta consideración simula los efectos de los drenes horizontales, u otros métodos de drenaje.

Para todas las fases de minado se tuvo en cuenta las siguientes condiciones para el agua subterránea:

- Se ha asumido un drenaje natural (pasivo) debido al avance del minado.
- De igual manera, se ha asumido un talud completamente drenado.

De no lograr taludes despresurizados como los asumidos se tendría las siguientes implicancias:

- Desde la perspectiva de diseño, realizar un nuevo análisis de estabilidad el cual conllevará a modificar la geometría del plan de minado para garantizar la estabilidad de taludes; y
  - Desde la perspectiva operativa, evaluar del comportamiento que tienen los taludes como respuesta al minado, ésta debe incluir el análisis de los datos de monitoreo. Si se detecta anomalías en el monitoreo se estaría tomando medidas de control y mitigación de las zonas inestables que llegarían a cerrar temporalmente estos sectores impactando negativamente en el plan de minado.
- La mina Pierina está ubicada en un área sísmica activa. Las intensidades sísmicas históricas indican que en el área de estudio se han detectado intensidades de hasta VIII grados en la escala de Mercalli Modificada.
- Cuando se haya minado las Fases 7 y 5C-3C, tomando como fundación estos taludes se prevé usarlo como botadero de desmonte denominado In-pit. Se concluye que este botadero ayudará al confinamiento en los pies de los taludes de las Fases 7 y 5C-3C;
- Desde el inicio de sus actividades, en el tajo abierto Pierina se ha observado varias inestabilidades localizadas las cuales fueron identificadas, monitoreadas, controladas, sin impactos significativos en los planes de minado. Para varias de estas inestabilidades se realizaron retro-análisis y los resultados sirvieron para las sucesivas validaciones geotécnicas en las aprobaciones de los planes de minado de los últimos años. Particularmente, los resultados de las calibraciones de los parámetros geomecánicos realizados durante el 2009 sirvieron para el análisis de estabilidad de la VDM 2011;
- Se ha realizado el análisis de deformaciones en una sección crítica denominada 7N5-3. Previamente, se ha realizado estimaciones preliminares de los parámetros de deformación de las dos unidades principales del macizo rocoso en la mina Pierina. El análisis de deformaciones ha servido para identificar el desplazamiento horizontal final de 10 m en la zona inferior entre la Paleo Superficie Lupe y otras principales fallas. Se considera que el actual modelo de deformaciones realizado para esta tesis es un indicativo del modo y orden de magnitud de deformación y sirve para la validación general del análisis predictivo de equilibrio límite realizado:
- Se advierte que los diseños de las Fases 7 y 5C son considerados agresivos desde la perspectiva geotécnica. Si durante la etapa de minado las condiciones difieren de

aquellas que han sido asumidas, y no se siguen las recomendaciones establecidas aquí, se pone en riesgo el minado de los últimos 3 bancos;

- En varias secciones los resultados de los análisis de estabilidad global para los taludes finales del tajo (Fase 7), indican que están con FdS de 1.2 o mayores. Asimismo, en los sectores donde se tiene el rango de FdS desde 1.12 hasta 1.19 se consideran como zonas con estabilidad marginal y en cada una de ellas se dan las recomendaciones correspondientes para lograr FdS aceptables;
- Los resultados de los análisis de estabilidad para los taludes finales del tajo Fase 5C indican que la pared oeste es potencialmente inestable (esto es,  $FdS < 1.0$ ). La configuración revisada de la Fase 5C-3C se ha desarrollado inter actuando con el departamento de Planeamiento (MBM) y el suscrito, la cual fue validado por consultora Piteau llegando a mejorar significativamente la estabilidad. Sin embargo, la estabilidad global en las secciones críticas es aún marginal;
- Se ha completado un análisis geotécnico del plan de minado del tajo abierto Pierina correspondiente a la VDM 2011. Este trabajo es un requerimiento previo para validar la configuración geométrica final del tajo abierto propuesta, la cual será usada como soporte para el análisis de factibilidad económica y será la base para los estudios del cierre de mina;
- Asimismo, en la mayoría de los casos, el FdS es más bajo que el mínimo 1.2 aceptable cuando se minan los 3 últimos bancos. Por tanto para minar estos bancos se debe realizar un cuidadoso programa de monitoreo que incluya herramientas de precisión sub milimétrica (radar). Es así que tomando en cuenta un mayor nivel de riesgo se podrían considerar factibles las operaciones de minado con las configuraciones de la Fase 7, Fase 5C-3C, y Fase 8-3C aquí establecidas;
- Los resultados iniciales del análisis de estabilidad en la Fase 8, indicaron FdS mayores que 1.2 en taludes con cuarzo-alunita. Se hizo una optimización incrementando los ángulos inter-rampa logrando disminuir el desbroce de desmonte generando un ahorro económico importante para la empresa;
- El tajo de la mina Pierina tiene la forma de una U y debido a que las fuerzas actuantes desde los sectores este y oeste tienen direcciones opuestas que convergen en la zona central se concluye que esta geometría genera confinamiento, este efecto se observa con mayor énfasis al sur del tajo; y

## Recomendaciones

- Dado que el Plan de Minado para la Vida de Mina (VDM) 2011 ha sido considerado viable bajo ciertas restricciones y recomendaciones, el departamento de Planeamiento debe proceder con la implementación del mismo teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:
  - Evaluar el minado de la Fase 7 de los últimos tres bancos (3780-3750) con el monitoreo de taludes. Si el monitoreo indica desarrollo de inestabilidad proceder con la descarga del talud superior hasta la cota 3 965;

- Considerar las opciones de minar los bancos que están debajo de la cota 3 907 m (los que actualmente sirven como refuerzo intacto) en Cuerpo Sur después de terminar con el Plan de Minado Fase 5C-3C, y solamente si los resultados del monitoreo indican condiciones de estabilidad favorables. La otra alternativa es implementar el Plan de Contingencia Fase 5C-3C\_M previa evaluación económica.
  - Construir el botadero In-pit cuando se haya minado la Fase 7 y 5C-3C porque ayudará al confinamiento en los niveles inferiores de estas fases incrementando el FdS y descartando completamente el desarrollo de inestabilidades en el mediano y largo plazo; y
  - Enfatizar en la necesidad de emplear mejores prácticas de voladura, tales como voladura controlada y sus registros de los controles respectivos; estos controles deben incluir las mediciones de los daños a las bermas y análisis de vibraciones. Adicionalmente, utilizar técnicas de excavación apropiadas y sus controles correspondientes. Estas operaciones unitarias son claves para mitigar en forma efectiva la exposición al riesgo del personal, equipos y de esta manera se optimiza la recuperación de las reservas.
- Para la mina Pierina se propone utilizar los resultados de la aceleración sísmica del estudio probabilístico. Para el método de diseño pseudo-estático de taludes y muros, se recomienda valores de 1/3 a 1/2 de la aceleración horizontal máxima del período de retorno escogido. Por tanto, se recomienda usar el valor de coeficiente sísmico de 0.13g, es decir, el 50% de la aceleración máxima esperada, valorada en 0.25g por el método probabilístico para un periodo de retorno de 475 años. Asimismo, considerar el análisis dinámico dado que el tajo abierto está ubicada en un área sísmica activa;
  - Continuar con el monitoreo diligente de los taludes del tajo abierto de la mina Pierina, tal como actualmente viene realizando el departamento de Geotecnia con el sistema robótico Asimismo, se recomienda implementar herramientas de precisión sub milimétrica como el radar por ejemplo. El monitoreo se debe realizar durante las operaciones de minado y en el cierre de mina;
  - Actualizar anualmente los modelos geológico, estructural, hidrogeológico y geotécnico para utilizarlos en la validación de los planes de minado. Estos modelos ayudan a las investigaciones geotécnicas, al desarrollo de las operaciones de minado y ayudan a optimizar los ángulos inter-rampa de los taludes generando menos desbroce. La optimización de los ángulos de inter-rampa en taludes con alteración cuarzo-alunita en la Fase 8-3C es un ejemplo de ahorro económico importante logrado para la empresa;
  - Realizar un estudio detallado de caracterización de los parámetros de resistencia y deformación para tener modelo geotécnico más refinado, éste estudio debe incluir la caracterización de los parámetros de deformación de la Paleo Superficie Lupe y de las principales fallas en las zonas críticas;
  - Incluir una secuencia de minado realista en el modelo y calibrar el modelo de deformaciones contrastando con los datos del monitoreo de los prismas, inclinómetros y extensómetros. Adicionalmente, evaluar la sensibilidad de las deformaciones de las principales estructuras y los valores de resistencia (SRF-Strength Reduction Factor);
  - Realizar un estudio de la geometría del tajo resultante del Plan de Minado para la VDM 2011 mediante el uso de herramientas tridimensionales de análisis

geomecánico. Para el logro de este objetivo, se sugiere las siguientes acciones: recopilación de datos, construcción de un modelo mediante el análisis de modelamiento de medios discontinuos, calibración de los parámetros en base al comportamiento de los taludes observados, y el análisis predictivo e interpretación del modelo;

- Completar el Plan de Gestión del Control de Terreno (PGCT) de Pierina para garantizar que este Plan de Minado para la VDM 2011 y otros planes de minado en el futuro sean viables; éste plan está en desarrollo actualmente. El PGCT contiene los procedimientos geomecánicos que se debe aplicar desde el diseño, pasando por la etapa operativa hasta el cierre de mina;
- Una vez que el modelo haya sido bien refinado y calibrado, éste se puede usar para evaluar las posibles medidas de remediación:
  - Modificación de la secuencia de minado para retrasar ó controlar la activación de la PSL y otras principales fallas o contactos geológicos;
  - Disminuir el ángulo inter-rampa y el talud general;
  - Descargar el peso del talud en la parte superior del tajo (minar los bancos superiores); y
  - Construir un contrafuerte en el pie del talud de tajo o dejar de minar los bancos inferiores.

---

## BIBLIOGRAFIA

David Volkert, Craig McEwan and Enrique Garay, May 2000, "Pierina Au-Ag Epithermal Deposit, Central Peru". Instituto de Ingenieros de Minas de Perú.

Kenneth Vincent Campbell, July 2010, "Review of Lupe Surface and Structural Geology" – Pierina Pit Study.

Mike Lechner, March 2010, Resource Modelling Inc., "EOY 2009 Pierina Model Updated".

Jhon Read and Peter Stacey, Eds CSIRO Publishing, Collingwood, Publication 2009, Australia, CSIRO Guidelines for Open Pit Slope Design.

Hoek E., C. Carranza-Torres and Corkum, "Hoek-Brown Failure Criterion – 2002 Edition", Proc. N. American Rock Mechanics Soc. Metg., Toronto, July 2002.

Hoek E. and Brown, E.T., 1997. "Practical Estimates of Rock Mass Strength". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.

Call & Nicholas, Inc. "Feasibility Slope Design for the Pierina Deposit". Reporte preparado para Barrick Gold Corporation, Junio 1997.

N. Barton, R Lien and J. Lunde, J, "Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support", Rock Mechanics

D.H. Laubscher, D. H, "Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses – Mining Applications.

P.M. Hawley, B.W. Gilmore and H.W.N. Newcomen, "Application of Rock Mass Classification to Open Pit Slope Design", Integral Approach to Applied Rock Mechanics, M. Van Sint., Ed., Sociedad Chilena de Geotecnia SOCHIGE, Santiago de Chile.

RocScience, Slide version 6.0– Program for Slope Stability Analysis, Toronto, 2010

Schlumberger Water Services (Peru) S.A., 2009, Estimation of Post-Closure Mine Facility Discharge, Pierina Mine. December 2009. 5452/R1\_Rev II.

Klohn Crippen Berger, 2011, Anexo 2.X – Estudio de Meteorología e Hidrología para el Estudio Ambiental de la UM Pierina 2011, Hidrología Archivo ZC1207A01 Log 710 47.

Water Management Consultants, 2006, Technical Memorandum, Interim SEEP model results for the Pierina open pit, WMC Ref: Project file 5274, From: John McCartney, Carlos Descourvières, Date: January 20th, 2006.

Piteau Associates. 1998. P. M. Hawley and B. Gilmore, Open Pit Slope Design Studies, Pierina Gold Project. Huaraz, Perú.

Earth Resources Surveys Inc., (ERSI). Julio 2010. Revisión de la Superficie Lupe y Características Geológicas Asociadas.

Manrique Zúñiga Esteban, 2010 – Movimientos Neógenos en la Cordillera Negra, Implicancias en la Ubicación y Extracción de Yacimientos Minerales. Sector mina. Tesis. Pierina, Ancash, Perú.

Klhon Crippen – SVS, S.A., Agosto 1997. Estudio de Impacto Ambiental para el Proyecto Pierina, Ancash, Perú. Publicado por el Ministerio de Energía y Minas. Perú.

Vector Peru S.A.C., Agosto 2006. Plan de Cierre de la Mina Pierina, Ancash, Perú. Publicado por el Ministerio de Energía y Minas. Perú.

Ausenco Vector, Marzo 2012. Ingeniería de Detalle – Optimización del Pad de Lixiviación, Cota 4,120 al 4,240 msnm. Ministerio de Energía y Minas. Perú.

## TABLAS

Tabla 1

Aceleración Máxima Esperada y Probabilidad Anual de Excedencia

Período de Retorno (años)	Aceleración Máxima Esperada (%g)	Probabilidad Anual de Excedencia
100	0.16	1E-02
475	0.25	2E-03
1,000	0.31	1E-03
2,500	0.40	4E-04
5,000	0.47	2E-04
10,000	0.55	1E-04

Tomado del Estudio de Riesgo Sísmico – Mina Pierina, realizada Jorge E. Alva Hurtado Ingenieros E.I.R.L. Febrero de 2011.

Tabla 2

Base de Datos de los Taladros de Voladura

BANKPRO	BH	TR	T	B	DT	DB	AR	HD	MIN	WAT	PFIN	PSROCK
21143	1032	6	10	0	2	0	0	2	1	0	29	3
21143	1033	6	10	0	2	0	0	2	1	0	29	3
21143	1034	5	10	0	1	0	30	1	1	0	50	3
21143	1035	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3
21143	1036	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3
21143	1037	5	10	0	1	0	30	1	1	0	50	3
21143	1038	83	8	2	0	0	60	0	2	0	30	1
21143	1039	83	8	2	0	0	60	0	2	0	30	1
21143	1040	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3
21143	1041	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3
21143	2087	6	10	0	2	0	0	2	1	0	29	3
21143	2088	5	10	0	1	0	30	1	1	0	50	3
21143	2119	6	10	0	2	0	0	2	1	0	29	3
21143	2120	6	10	0	2	0	0	2	1	0	29	3
21143	2121	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3
21143	2122	8	10	0	0	0	50	0	1	0	30	3

**Leyenda**

**BANKPRO** Banco y Número de disparo  
**TR** Alteración  
**HD** Dureza  
**WAT** Agua  
**PSROCK** Posición de roca

**BH** Número de taladro  
**A** % de arcillas  
**MIN** Mineralización  
**PFIN** % de finos



Tabla 3

Mapa del tiempo de las unidades volcánicas del distrito Huaráz, después de Strusievics, 2000

Edad (Ma)	Época	Unidades Volcánica	Datos de Edades (Ma)	Formación
0 -				
10 -	Mioceno	Fase G - Ignimbrita Fase F - Breccia Toba Fase E - Andesita Hornblenda que cubre la piedra pómez volcánica, toba de cristales blanco	5.8 - 6.2 10.4 14.8 - 16.8	Calipuy Superior
20 -		Fase D - Biotita - Flujos de escombros de andesíticas hornbléndicas, brecha andesitas, biotita andesita	23.2 - 23.8	
30 -	Oligoceno	Fase C - Tobs de cristales blanquesinas , andesita hornbléndica, andesita piroxeno hornbléndica. -----	26.6 - 28?	
40 -		Fase B - No están representados en el área de Huaraz		
50 -	Eoceno	Fase A - Brechas Andesíticas Piroclásticas	42.5 - 46.2	Calipuy Inferior

Tomado del Informe Revisión de la Superficie Lupe y Características Geológicas Asociadas - Earth Resources Surveys Inc. (ERSI). Julio 2010

Tabla 4

CORRELACIONES ESTRATIGRÁFICAS DEL DISTRITO DE HUARÁZ  
2011

Edad (Ma)	Gaboury (2001)			Manrique (2007)		Struslevicz et al (2000)					
	Época	Secuencia	Unidad	Fm.	Unidad	Fm.	Unidad				
0	Plioceno			Calipuy Superior	Andesita III: Domo, domo de flujo, autobrecha con clastos de riolita	Calipuy Superior					
5							Fase G - Ignimbrita				
10							Fase F - toba brecha				
15					Etapa 3		Domos de QFP	Calipuy Intermedio	Domos de QFP	Calipuy Superior	
							Toba litica de piedra pómez y un alimentador de diques		Piroclásticos dacíticos y tobas liticas.		Fase E - andesita hornbléndica, tufo pumiceo y toba de cristales.
					Etapa 2		Flujo dacítica de domo complejo, incluye brecha monomictica				
							Brecha Diatrema				
							Andesita superior				
20					Mioceno			Depósitos aglomerados	Calipuy Interior	Andesita II: piroclásticos y flujos de lava	Calipuy Superior
25		Caliza lacustrina, lutitas	Fase C - tobas de cristales claros, andesita hornbléndica, y andesita hornbléndica con piroxenos.								
30		Flujo de domo complejo									
35	Etapa 1	Andesita menor: flujo de domo complejo	Calipuy Interior			Calipuy Interior					
40		Vulcano Sedimentario						Andesita I: andesita piroclástica, autobrecha		Fase A - brechas piroclásticas andesíticas	
	Eoceno										
			Dique de brecha								

Tabla 5

Resumen de los Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso para las Unidades Geotécnicas (1997)

Unidad		Principales Valores Ponderados Basados en el Logueo de Testigos <sup>1</sup>							Parámetros de Resistencia No Disturbados del Macizo Rocoso <sup>4</sup>		
Tipo de Alteración	Unidad Litológica	Longitud (m)	RMR <sup>2</sup>	Dureza	UCS <sup>3</sup> (MPa)	RQD (%)	F.F (#/m)	JC	mi	c (kPa)	Φ (°)
Argílica	Andesita	2146.6	40.2	1.5	13.5	27	7.1	12	10	416 - 936	34.4 - 24.2
	Tufo	1270.8	36.5	1.7	17.5	22	7.7	12	10	429 - 967	35.6 - 25.3
Cuarzo Alunita	Andesita	1212.5	42.2	2.6	52	32.7	12.7	14	19	704 - 1548	53.1 - 43.6
	Tufo	2901	48.4	2.8	58	36.1	11.5	16	15	797 - 1638	53.5 - 44.3
Sílice Oqueroso	Andesita	174.6	50.3	3	85	29.4	11.5	18	19	995 - 1962	58.6 - 50.4
	Tufo	3219.2	52.1	3	85	23.5	13.6	18	15	1047 - 1955	57.1 - 48.8

Tomado de Piteau Associates, 1998. P. M. Hawley and B. Gilmore, Open Pit Slope Design Studies, Pierina Gold Project. Huaraz, Perú.

Notas:

1. Los valores están basados primeramente en el logueo de testigos de 70 taladros (aproximadamente 11,550m) excluyendo los taladros geotécnicos de CNI. La Resistencia, RQD, y los valores de las condiciones han sido revisados basados en la revisión de los cálculos del RMR, inspección de los testigos diamantinos. Los valores de RQD para las rocas con alteración argílica han sido bajados de categoría.
2. RMR calculado de acuerdo a la Tabla Bieniawski (1976); El Espaciamiento y la Condición de Fracturas fueron estimados a partir de las fotografías de los testigos diamantinos. Los valores del RMR han sido revisados debido a las revisiones de los valores de las Resistencias, RQD y la Condición de Fracturas.
3. Los valores de las Resistencias a la Compresión No Confinadas fueron estimados de los ensayos en el campo de dureza a partir del ISRM (1981). Los valores de la dureza fueron calibrados con los datos del Índice de Carga Puntual, y una escala de dureza ha sido desarrollada para cada tipo de alteración.
4. Los parámetros de resistencia del macizo rocoso están basados en el Criterio de Falla Hoek-Brown (1997) actualizado. Las resistencias Mohr-Coulomb (c, Φ) están dados por un rango de esfuerzos normales de 1250 á 1250 kPa, el cual aproxima a una superficie de falla a una profundidad de 50 á 150m, y asume un macizo rocoso no disturbado.

**Tabla 6**  
**Criterios de Resistencia al Corte para el Macizo Rocoso**  
**(2010)**

TIPO DE MATERIAL	ZONA	DESCRIPCION DE LA ZONA	PESO UNITARIO	Hoek - Brown				Mohr - Coulomb <sup>1</sup>		COLOR MODELO SLIDE
				GSI/RMR	UCS (MPa)	m <sub>i</sub>	D	φ' (°)	c' (kPa)	
Roca Estéril Pobre <sup>2</sup>	N/A	N/A	$\gamma_{SECO} = 16.8 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 19.0 \text{ KN/m}^3$	N/A	N/A	N/A	N/A	27	20	
Fallas o Paleosuperficie Lupe (PSL)	Zonas de Falla y parte central de PSL	Parte central de la PSL y todas las otras fallas <sup>3</sup>	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	N/A	N/A	N/A	N/A	18	50	
AR	AR - ZONA 1	Dentro de 50m de la superficie original	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	32	19	12	1	20.5	115	
	AR - ZONA 2	Dentro de los 50m del talud del tajo o dentro de los 5m del contacto AR/QA o dentro de los 5m de la parte central de la PSL	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	1	29	165	
	AR - ZONA 3	50 - 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	0.85	33	200	
	AR - ZONA 4	> 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO/SAT} = 22.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	0.7	37	230	
CA	QA - ZONA 1	Dentro de los 50m de la superficie original	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	49	72	17	1	46	320	
	QA - ZONA 2	Dentro de los 50m del talud del tajo o dentro de los 5m del contacto AR/QA o dentro de los 5m de la parte central de la PSL	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	1	52	390	
	QA - ZONA 3	50 - 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	0.85	55.5	450	
	QA - ZONA 4	> 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO/SAT} = 22.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	0.7	58	500	

Tomado del Memorandum "2D Slope Stability Analyses for the Cuerpo Sur Pit" - August 2006. Piteau E.L.A.

**Notas:**

1. Excepto para fallas, se aplican valores lineales de Mohr-Coulomb para esfuerzos normales de menos de 0.5 Mpa.
2. Para roca esteril pobre se modela usando el enfoque de presión de poros ( $r_u$ ), y se ha determinado usar el valor  $r_u$  de 0.15.
3. Para el espesor de las fallas y de la parte central de la PSL, se asumió un ancho de 5m.
4. Esta tabla debe ser leída e interpretada en el contexto de esta tesis.

Tabla 7

Estimado de los Parámetros de Deformación para el Tajo Abierto Pierina  
Módulos Elásticos para la Roca Intacta y el Macizo Rocoso  
2011

TIPO DE MATERIAL	ZONA	DESCRIPCIÓN DE LA ZONA	PESO ESPECÍFICO	Parámetros de la Roca Intacta						Parámetros del Macizo Rocoso						
				Hoek-Brown				J. Deere	RS	TE	Criterio de Hoek-Brown			H y D	Est	TE
				GS/RMR	UCS (MPa)	m <sub>i</sub>	D	E <sub>i</sub> (GPa)	ν <sub>i</sub>	G <sub>i</sub>	m <sub>b</sub>	s	a	E <sub>rm</sub> (GPa)	ν <sub>rm</sub>	G <sub>rm</sub> (GPa)
AR	AR - ZONA 1	Dentro de 50m de la superficie original	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	32	19	12	1	7.0	0.36	2.57	0.093000	0.000010	0.520000	0.21	0.43	0.07
	AR - ZONA 2	Dentro de los 50m del talud del tajo o dentro de los 5m del contacto AR/CA o dentro de los 5m de la parte central de la PSL	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	1	7.0	0.36	2.57	0.17700	0.00010	0.51100	0.29	0.43	0.10
	AR - ZONA 3	50 - 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	0.85	7.0	0.36	2.57	0.30700	0.00010	0.51100	0.35	0.43	0.12
	AR - ZONA 4	> 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO/SAT} = 22.7 \text{ KN/m}^3$	41	25	12	0.7	7.0	0.36	2.57	0.46900	0.00020	0.51100	0.43	0.43	0.15
QA	QA - ZONA 1	Dentro de los 50m de la superficie original	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	49	72	17	1	25.0	0.30	9.62	0.44500	0.00020	0.50600	1.57	0.36	0.58
	QA - ZONA 2	Dentro de los 50m del talud del tajo o dentro de los 5m del contacto AR/CA o dentro de los 5m de la parte central de la PSL	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	1	25.0	0.30	9.62	0.73400	0.00070	0.50400	2.39	0.36	0.88
	QA - ZONA 3	50 - 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO} = 22.7 \text{ KN/m}^3$ $\gamma_{SAT} = 23.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	0.85	25.0	0.30	9.62	1.10500	0.00110	0.50400	3.07	0.36	1.12
	QA - ZONA 4	> 100m detrás del talud del tajo	$\gamma_{SECO/SAT} = 22.7 \text{ KN/m}^3$	56	75	17	0.7	25.0	0.30	9.62	1.51500	0.00170	0.50400	3.93	0.36	1.44

Tomado del Memorandum "2D Slope Stability Analyses for the Cuerpo Sur Pit" - August 2006. Piteau E.L.A., y actualizado para la presente Tesis.

Para las fallas, incluyendo la Paleosuperficie Lupe:

Cohesión 50 kPa  
 Ángulo de Fricción 18°  
 Módulo de Young 200 Mpa  
 Relación de Poisson 0.25

Notas:

RS: Resultados de Laboratorio  
 TE: Teoría de Elasticidad  
 H y D: Hoek y Diederichs  
 Est: Estimado  $U \cdot 1.2$

Tabla 8

Resistencia a la Compresión Uniaxial, Módulo de Young y Relación de Poisson de algunas rocas

Item	Roca	UCS (MPa)	Módulo de Young E (GPa)	Relación de Poisson $\nu$
1	Andesita	120-130	30-40	0.20 - 0.30
2	Anfibolita	250-300	30-90	0.15 - 0.25
3	Anhidrita	80-130	50-85	0.20 - 0.35
4	Basalto	145-355	35-100	0.20 - 0.35
5	Diabasa	240-485	70-100	0.25 - 0.30
6	Diorita	180-245	25-105	0.25 - 0.35
7	Dolerita	200-330	30-85	0.20 - 0.35
8	Dolomita	85-90	44-51	0.10 - 0.35
9	Gabro	210-280	30-65	0.10 - 0.20
10	Gneis	160-200	40-60	0.20 - 0.30
11	Granito	140-230	30-75	0.10 - 0.25
12	Granodiorita	100 - 200	30-70	0.15 - 0.30
13	Grawaca	75-220	20-60	0.05 - 0.15
14	Yeso	10-40	15-35	0.20 - 0.35
15	Caliza	50-245	30-65	0.25 - 0.35
16	Marmol	60-155	30-65	0.25 - 0.40
17	Cuarcita	200-460	75-90	0.10 - 0.15
18	Arenisca	35-215	10-60	0.10 - 0.45
19	Esquisto	35-170	5-65	0.20 - 0.30
20	Limolita	35-250	25-70	0.20 - 0.25
21	Pizarra	100-180	20-80	0.15 - 0.35
22	Tufo	10-45	3-20	0.20 - 0.30

Tomado de Jaeger & Cook (1979), Bell (2000), Gonzales de Vallejo (2002). Guidelines for Open Pit Slope Design. Jhon Read and Peter Stacey - SCIRO. 2009

Resumen de la Tabla 8

Item	Roca	Alteraciones con Propiedades Similares	UCS (MPa)	Módulo de Young E (GPa)	Relación de Poisson $\nu$
1	Andesita	Cuarzo-Alunita	120-130	30-40	0.20 - 0.30
12	Granodiorita	Cuarzo-Alunita	100 - 200	30-70	0.15 - 0.30
19	Esquisto	Cuarzo-Alunita	35-170	5-65	0.20 - 0.30
14	Yeso	Argilica	10-40	15-35	0.20 - 0.35
22	Tufo	Argilica	10-45	3-20	0.20 - 0.30

Tabla 9

Resumen de Resultados de los Ensayos Laboratorio de Módulos Elásticos  
Mina Pierina

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3148  
Universidad Nacional de Ingeniería, FIGG - Laboratorio de Mecánica de Rocas (Abril 2012)

Taladro	Alteración	Profundidad (m)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Módulo de Young (GPa)	Relación de Poisson	Rango del Coeficiente de Poisson
PITH-231	Cuarzo-Alunita	46.80 - 47.20	45.41	5.70	0.31	0.27 - 0.33
PITH-230	Cuarzo-Alunita	29.70 - 30.10	22.82	3.89	0.33	
PITH-230	Cuarzo-Alunita	27.75 - 27.90	73.34	7.97	0.30	
PITH-228	Cuarzo-Alunita	22.00 - 22.40	58.75	7.64	0.30	
PITH-196	Cuarzo-Alunita	33.50 - 33.90	112.82	10.36	0.27	
<b>Promedio</b>			<b>62.63</b>	<b>7.11</b>	<b>0.30</b>	
PITH-229	Argílica	39.20 - 39.60	4.15	1.35	0.35	0.35 - 0.37
PITH-231	Argílica	46.80 - 47.20	1.65	0.52	0.35	
PITH-223	Argílica	97.00 - 97.40	1.77	0.62	0.37	
PITH-223	Argílica	104.00 - 104.40	3.22	0.82	0.36	
PITH-196	Argílica	23.00 - 23.40	2.07	0.87	0.35	
<b>Promedio</b>			<b>2.57</b>	<b>0.84</b>	<b>0.36</b>	

Tabla 10

Variación Temporal de Precipitaciones  
Mina Pierina

<b>Año 2010 (meses)</b>	<b>Promedio (mm)</b>
Enero	173.0
Febrero	190.9
Marzo	254.7
Abril	140.1
Mayo	32.9
Junio	7.6
Julio	2.9
Agosto	8.2
Septiembre	42.4
Octubre	112.3
Noviembre	113.2
Diciembre	151.0
<b>Total</b>	<b>1,229.2</b>

Tomado de Klohn Crippen Berger, 2011. Informe de Meteorología e Hidrología para el Estudio ambiental Pierina 2011

Tabla 11

Periodo de Retorno y Precipitación Máxima  
Mina Pierina  
2011

<b>Período de Retorno</b>	<b>Área del Proyecto</b>
2	36
3	41
5	46
10	53
25	60
50	66
100	71
200	77
500	84

Tomado de Klohn Crippen Berger, 2011. Informe de Meteorología e Hidrología para el Estudio ambiental Pierina 2011



Tabla 12

Principales Unidades Hidrogeológicas y sus Propiedades Hidráulicas  
 Mina Pierina  
 (Modificado por WMC, 2006)

Unidad	Kh (m/s)	KV (m/s)	Producción Específica
Cuarzo Alunita	1.00E-02	1.00E-03	0.2
Zona de PSL	3.00E-08	3.00E-09	2.00E-04
Argílica - Dominio Hidrogeológico Superior	5.10E-07	5.10E-08	2.00E-03
Argílica - Dominio Hidrogeológico Inferior	2.00E-08	2.00E-09	2.00E-04
Fallas	1.00E-08	5.00E-08	6.00E-03

Tomado del Informe Modelo Hidrogeológico en la Mina Pierina. Water Management Consulting (WMC). 2006

**Tabla 13**

**Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 7**

**Pared Oeste**

Sección	Factor de Seguridad Talud Sin Modificar	Factor de Seguridad Talud Modificado	Figura de Referencia	Comentarios
7N5-13	1.35		C-3	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7N5-1	1.40		C-5	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7N5-2	1.19		C-7	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7N5-3	1.13		C-9	Estabilidad Marginal, la superficie de falla se observa en la parte superior a lo largo de la Falla F-35_S.
P1-M	1.15		C-11	Estabilidad Marginal, la superficie de falla se observa en la parte superior a lo largo de la Falla F-35_S.
7N5-5	1.26		C-13	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad

**Pared Suroeste**

Sección	Factor de Seguridad Talud Sin Modificar	Factor de Seguridad Talud Modificado	Figura de Referencia	Comentarios
CS-13	1.65		C-15	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7-9	1.36		C-17	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7-2	1.08		C-19	La superficie de falla es moderadamente profunda aproximadamente a 100m detrás del talud.
		1.18	C-24	Se deja de minar el Banco 3770
		1.20	C-24	Se deja de minar el Banco 3780
7-4	1.48			Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
7-7	1.61		C-23	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad

**Tabla 14**

**Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 5C**

<b>Sección</b>	<b>Factor de Seguridad Talud Sin Modificar</b>	<b>Factor de Seguridad Talud Modificado 5C-3C</b>	<b>Figura de Referencia</b>	<b>Comentarios</b>
CS-2	1.04	1.13	D-3 / D-14	En la parte alta y media el IRA disminuye de 35° a 32° y en la parte baja de 44° a 42°
CS-3	1.10	1.16	D-5 / D-16	En la parte alta y media el IRA disminuye de 35° a 32° y en la parte baja de 43° a 42°
CS-11	0.72	1.12	D-7 / D-18	Desde el 3957 se disminuye el Interrampa de 44° a 42°
CS-12	0.88	1.17	D-9 / D-20	En la parte alta y media el IRA disminuye de 35° a 32°. En la parte baja: Del 3967 al 3907 disminuye de 42° a 41°; y del 3907 al 3850 de 42° a 32°
CS-13	1.24		D-11	Cumple con el criterio de Aceptabilidad.

Nota: IRA = Inter Rampa Angle

**Tabla 15**

**Resumen del Análisis de Estabilidad para la Fase 8**

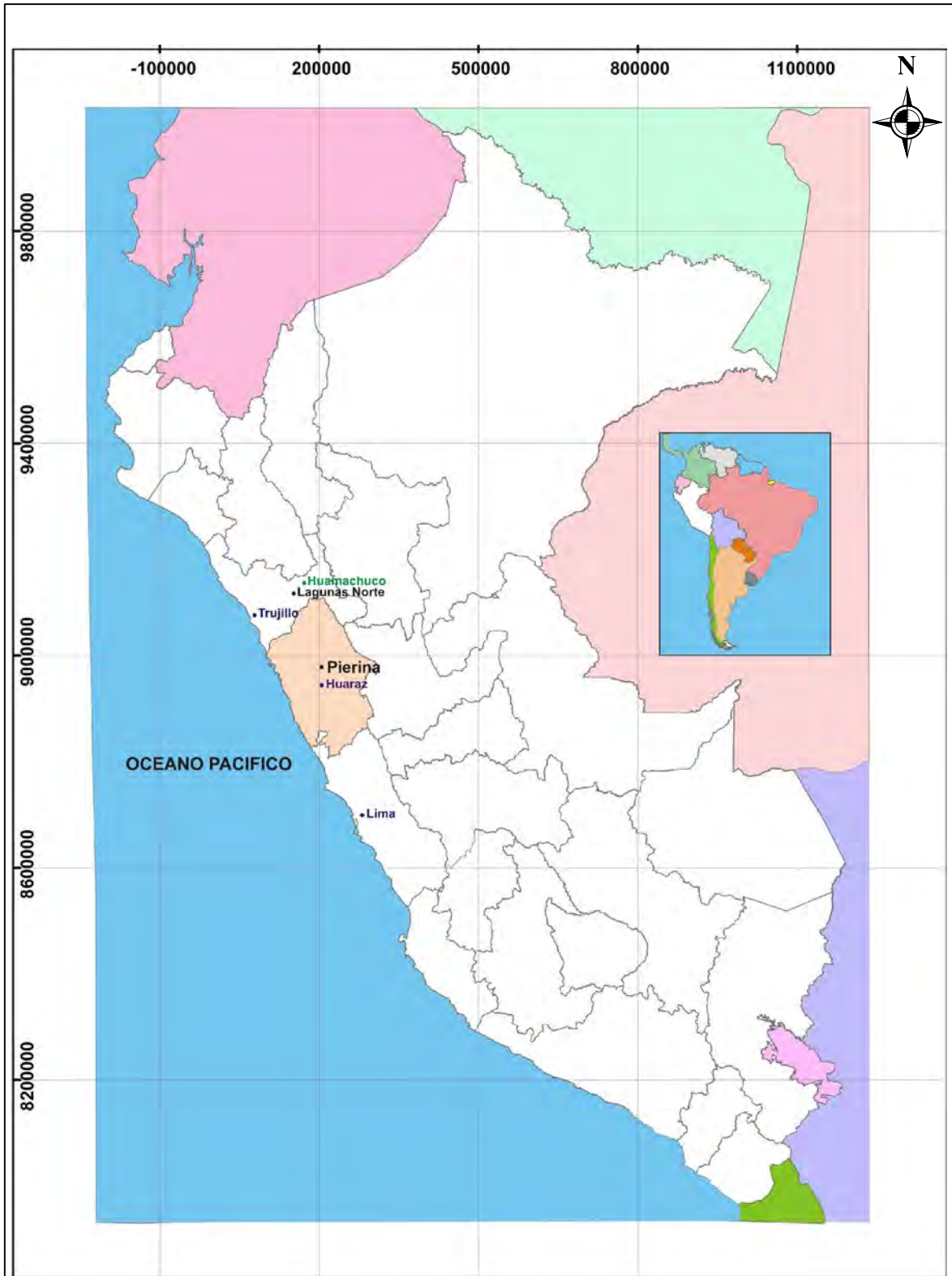
<b>Sección</b>	<b>Factor de Seguridad Talud Sin Modificar</b>	<b>Factor de Seguridad Talud Modificado 8-3C</b>	<b>Figura de Referencia</b>	<b>Comentarios</b>
8-1	1.22	1.39	E-3 / E-12	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
	1.85	1.85	E-3 / E-12	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
8-2 (Left)	1.47	1.44	E-5 / E-14	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
8-2 (Right)	1.53	1.44	E-9	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
8-4	2.65	2.59	E-16 / E-16	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad
	1.52	1.52	E-16 / E-16	Cumple con el Criterio de Aceptabilidad

Tabla 16

Evaluación Económica por Fases  
Flujo de Caja  
(Diciembre 2010)

	Fase 7	Fase 5C-3C	Fase 8 - 3C	TOTAL
Total Material (miles de toneladas)	16,677	36,538	34,619	87,834
Desmonte (miles de toneladas)	12,538	19,998	19,358	51,894
Relación de Desbroce (M/D)	3.03	1.21	1.27	
Mineral (miles de toneladas)	4,140	16,539	15,262	35,941
Ley de Oro (gramos/tonelada)	0.78	0.39	0.33	
Ley de Plata (gramos/tonelada)	8.04	13.06	9.06	
Contenido de Oro (onzas)	103	206	163	472
Contenido de Plata (onzas)	1,070	6,943	4,446	12,458
Oro Recuperable (onzas)	86	167	131	383
Plata Recuperable (onzas)	396	2,569	1,645	4,610
Factor de Ley				
Producción de Oro (miles de onzas)	<b>86</b>	<b>167</b>	<b>131</b>	<b>383</b>
Producción de Plata (miles de onzas)	396	2,569	1,645	4,610
Costo Total por Onza (\$/oz)	<b>568</b>	<b>697</b>	<b>865</b>	<b>726</b>
Cash Cost y Capital por Onza	<b>611</b>	<b>763</b>	<b>944</b>	<b>791</b>
<b>VENTAS</b>				
Precio de Oro 1100.0	1,100	1,100	1,100	1100
Ventas	94,070	183,284	144,199	<b>421,553</b>
<b>Costo Operativo</b>				
<i>Minado</i> 1.907	31,810	69,689	66,031	167,530
<i>Procesos</i> 4.008	16,593	66,289	61,169	144,051
<i>Refinería</i> 2.680	229	447	351	1,027
<i>Distribución de Utilidades</i> 8.0%	3,958	5,845	2,674	12,477
Sub-Total Costo Operativo	<b>52,589</b>	<b>142,270</b>	<b>130,225</b>	<b>325,084</b>
Silver Credit 17.0	<b>(6,729)</b>	<b>(43,670)</b>	<b>(27,962)</b>	(78,362)
<i>Porcentaje de Plata Usada</i> 60.0%	<b>60%</b>	<b>60%</b>	<b>60%</b>	
Crédito Efectivo por Plata	<b>(4,037)</b>	<b>(26,202)</b>	<b>(16,777)</b>	(47,017)
<b>Cost Cash Cost Operativo</b>	<b>48,552</b>	<b>116,068</b>	<b>113,448</b>	<b>278,067</b>
<b>Total Cash Cost</b>	<b>48,552</b>	<b>116,068</b>	<b>113,448</b>	<b>278,067</b>
Margen Bruto	45,518	67,216	30,752	143,486
Depreciación	3,741	11,035	10,300	25,076
Libro de Ganancias (Pérdidas)	41,777	56,181	20,452	<b>118,410</b>
Impuestos 30.0%	12,533	16,854	6,136	35,523
Ganancias (Pérdidas) después de Impuestos	29,244	39,327	14,316	<b>82,887</b>
Capital				
<i>Mineral</i> 0.510	(2,111)	(8,435)	(7,783)	(18,330)
<i>Desmonte</i> 0.130	<b>(1,630)</b>	<b>(2,600)</b>	<b>(2,516)</b>	(6,746)
<b>Total Costo de Capital</b>	<b>(3,741)</b>	<b>(11,035)</b>	<b>(10,300)</b>	<b>(25,076)</b>
<b>Flujo de Caja</b>	<b>29,244</b>	<b>39,327</b>	<b>14,316</b>	<b>82,887</b>

## FIGURAS



Universidad Nacional de Ingeniería  
 Facultad de Ingeniería Civil  
 Sección de Posgrado

Tesis de Maestría en Ciencias con Mención en Ingeniería Geotécnica  
 Estabilidad de Taludes para la Vida de Mina (VDM) 2011  
 Tajo Abierto Pierina

Ubicación de la Mina Pierina

Figura

Escala : 1/400,000

Elaborado : Ing. Will Honorato Callupe Arzapalo

Fecha : Julio 2010

Asesor : MSc. Víctor Eduardo Medina Rojas

**01**