



REPORTE

ESTUDIO DE DISEÑO A NIVEL DE PRE-FACTIBILIDAD PARA EL TALUD DEL TAJO ABIERTO

**Proyecto Cerro Quema
Provincia Los Santos, Panamá**



Preparado para: Pershimco Resources Inc.
11, Perreault Street East
Rouyn-Noranda, QC J9X 3C1

Preparado por: Golder Associates Inc.
595 Double Eagle Court, Suite 1000
Reno, NV 89521

Distribución: Pierre Bureau, Pershimco Resources Inc. (3 copias)
Golder Associates, Reno (1 copia)

20 de enero de 2014

Número de Proyecto 1300709.200





RESUMEN EJECUTIVO

Este reporte presenta los resultados de un estudio realizado por Golder Associates, Inc. (Golder) para proporcionar recomendaciones de diseño de los taludes del tajo abierto para un estudio de Pre-Factibilidad (PFS por sus siglas en inglés) que Pershimco Resources, Inc. (Pershimco) se está preparando para su proyecto de oro llamado Cerro Quema. Este estudio incluyó:

- Una revisión de la información geológica y geotécnica disponible
- Un programa de campo que incluyó la recolección de datos de discontinuidad de los cortes de roca existentes y el registro geotécnico de núcleos cortados existentes
- Un programa de pruebas de laboratorio para caracterizar los materiales geotécnicos
- Un programa de análisis de ingeniería y evaluación para apoyar las recomendaciones del diseño del talud del tajo abierto.

El alcance del programa de campo fue limitado porque los estudios económicos preliminares indicaron que la economía del proyecto no está afectada grandemente por los ángulos de talud del tajo abierto. Esto es debido a la proporción de desmonte, la proporción de toneladas de desecho a las toneladas de mineral es relativamente baja. La colección de datos consistió en la recolección y análisis de datos existentes y datos que podrían ser recolectados fácilmente de los afloramientos de roca.

El proyecto Cerro Quema se ubica en el distrito de Los Santos de Panamá. El clima es típico de las áreas tropicales húmedas. Las temperaturas cálidas ocurren a lo largo del año y la precipitación total anual en el sitio es aproximadamente de 1,800 milímetros (mm). El proyecto incluye dos tajos abiertos que serán desarrollados a lo largo de un cinturón mineralizado de dirección este-oeste de 10 kilómetros (km) de largo con flujos piroclásticos hornblendo-fídicos y lavas de composición dacítica y andesítica. La mineralización de oro será minada de los tajos abiertos y colocada a los patios de lixiviación para recuperar el oro y plata. La roca estéril será colocada en botaderos de roca estéril y en los tajos abiertos que sean minados.

El proyecto Cerro Quema incluirá dos tajos abiertos. El tajo La Pava es el más grande de los dos tajos abiertos y es aproximadamente de 1100 metros (m) de largo y 400 m de ancho. El tajo abierto Quema-Quemita se ubica aproximadamente a 3 km al este del tajo abierto La Pava y será de aproximadamente de 700 m de largo y 200 m de ancho. Los tajos del tajo abierto oscilarán en altura de 30 a 110 m, y serán desarrollados en una topografía montañosa inclinada con pendientes naturales que oscilan de entre 30 a 60 grados. Los tajos abiertos serán excavados en la parte superior de las colinas de tal manera que los fondos de los tajos abiertos estarán aproximadamente de 200 a 400 m sobre el fondo de los canales principales de corrientes al norte y al sur de los tajos. Se muestran los cascarones del tajo abierto desarrollados con base en las recomendaciones preliminares por Golder de la inter-rampa del talud en las Figuras ES-1 y ES-2.



Condiciones Geológicas

Suelos lateríticos y saprolíticos de cero a cinco metros de altura sobreyacen el lecho de roca en el área del proyecto. El lecho de roca dentro de las inmediaciones de los tajos La Pava y Quema-Quemita consta de dacita que ha sido erosionada y alterada hidrotermalmente. La alteración de la dacita ha sido clasificada como sílica, sílice-arcillosa y arcillosa. La silicificación intensa de forma ya sea masiva o porosa, roca brechosa que es huésped de la mineralización de oro. La alteración sílico-arcillosa típicamente consta de cuarzo y hasta del 30 por ciento de minerales de arcilla de aluminosilicato que podrían ser huésped a la mineralización de oro de baja ley. La alteración de la facies de arcilla podría contener hasta un 30 por ciento de minerales arcillosos que sustituyen el feldespato, pero esta roca no se desagrega de forma natural a menos de que la roca sea molida finamente. Los taludes del tajo serán desarrollados principalmente en la dacita intensamente silicificada.

La alteración supergénica ha resultado en la lixiviación y oxidación de los minerales de sulfuro en la roca para crear un tapón lixiviado enriquecido en hierro. El lecho de roca que ocurre encima de la zona de alteración de la supergénica tiende a ser más fracturada con coloración abundante de óxido de hierro y cementación en las superficies de diaclasa. El lecho de roca por debajo de los límites de oxidación no ha sido sometido a una alteración intensa supergénica tiende a ser menos fracturada y contiene sulfuros.

Pershimco ha desarrollado un modelo de los depósitos con base en la interpretación de fotografías geológicas y aéreas. Las fallas en el área de La Pava típicamente tienen dirección hacia el noreste y noroeste y con un buzamiento inclinado a ambos el sureste y suroeste. Las mismas fallas con dirección al noreste ocurren en el área de Quema-Quemita. Las estructuras menores constan principalmente de diaclasas.

No hay pozos de observación o piezómetros en las áreas de los tajos, así que la profundidad del nivel freático del agua regional no ha sido medida. Las medidas del nivel del agua en los barrenos de exploración dentro de La Pava indican que se encontró agua con nivel freático a profundidades de 4 a 128 m en el área de La Pava y de 6 a 89 m en el área de Quema-Quemita. Un estudio de Polarización Inducida (IP) indica la presencia de una capa de suelo y roca poco profunda con un contenido alto de humedad que tal vez indica un acuífero perchado de poca profundidad, pero esta capa no se extiende al área del tajo. Esta agua superficial probablemente representa agua colgada en la saprolita o agua atrapada en las fallas.

Modelo Geotécnico

La interpretación de los datos de los registros geotécnicos de núcleo cortado, una revisión del modelo geológico, estructural y de alteración, y los datos geotécnicos de cartografía de los afloramientos ha



llevado a la combinación de las unidades de roca y suelo a las siguientes unidades geológicas que tienen propiedades de ingeniería similares:

- Saprolita
- Lecho de Roca Oxidado
- Lecho de Roca No Oxidado

La saprolita es solamente algunos metros de grueso y consta de arcilla rígida a muy rígida y limo. En las áreas de Quema-Quemita, la saprolita puede ser tapada con una capa de suelo laterítico que consta de grava cementada de óxido de hierro, guijarros y cantos rodados. Los taludes con alturas significativas no serán desarrollados en la saprolita. Los suelos saprolíticos ocurren principalmente en las cimas de las montañas y áreas planas y parece adelgazarse en los taludes inclinados. Conforme los taludes de los tajos intersecten las laderas inclinadas, la saprolita no formará taludes de altura significativa.

El Lecho de Roca Oxidado consta de dacita alterada que ocurre sobre el límite de la oxidación. Los taludes del tajo serán desarrollados mayormente en dacita que ha sido intensamente sílificada. Estas rocas constan de roca Débil ($5 \text{ MPa} < \text{Resistencia a compresión no confinada (UCS por sus siglas en inglés)} < 25 \text{ MPa}$) a Fuerte ($25 \text{ MPa} < \text{UCS} < 50 \text{ MPa}$) con una Calidad de Roca Muy Pobre (0 por ciento < Designación de Calidad de Roca (RQD por sus siglas en inglés) < 25 por ciento) a Pobre (25 por ciento < RQD < 50 por ciento). El promedio RQD del 26 por ciento de la exploración de barrenos clasifica la roca como Calidad Pobre e indica que la roca está altamente fracturada. El promedio de la Clasificación de Masa de Roca (RMR₇₆) es de 42, lo que clasifica la roca como de Calidad de Roca de Masa adecuado ($41 < \text{RMR}_{76} < 60$).

El Lecho de Roca No Oxidado consta de dacita que ocurre debajo del límite de la oxidación y contiene mineralización de sulfuro. La resistencia del Lecho de Roca No Oxidado es parecida a la del Lecho de Roca Oxidado; sin embargo, su apariencia es muy distinta y las medidas RQD realizadas por el núcleo de exploración indican que podría estar menos fracturado. Con base en el valor promedio del RQD del 37 por ciento, se clasifica como Calidad de Roca Pobre ($25 < \text{RQD} < 50$ por ciento). El RMR₇₆ promedio es de 44 así que se clasifica como Calidad de Masa de Roca Adecuado ($41 < \text{RMR}_{76} < 60$).

Los datos estructurales de la cartografía de la superficie y el modelo estructural de Pershimco indican un dominio estructural del proyecto a escala global. Golder recogió los datos de orientación de diaclasas y las características de un afloramiento de Lecho de Roca Oxidado en el tajo La Pava. Estos datos muestran que hay dos conjuntos de diaclasas prominentes que tienen una dirección similar a la dirección de las fallas; sin embargo, tienen un rango más amplio de buzamientos. También podría haber un tercer conjunto de diaclasas que tiene buzamiento al norte a buzamientos poca profundidad de hasta 30 grados; sin embargo este conjunto de diaclasas no está bien definido debido al número limitado de mediciones. La persistencia de las diaclasas es baja, típicamente menores a unos 3 metros. Las



diaclasas están de apretadas a parcialmente abiertas. Las superficies de las diaclasas son ásperas y onduladas y manchadas con óxido de hierro en el Lecho de la Roca Oxidada. Las diaclasas en el Lecho de Roca No Oxidado típicamente son de lisas a ásperas, planas a onduladas, y pueden contener un limo gris oscuro a negro y relleno de arcilla.

Aunque no hay medidas del agua subterránea para verificar la ubicación del nivel freático del agua regional, esperamos que los tajos abiertos estén encima de cualquier tipo de agua regional. Las aguas subterráneas, si se encuentran en los taludes de los tajos, probablemente consistirán de un acuífero perchado y agua atrapada en fallas, y dado las condiciones de roca altamente fracturada podría drenarse libremente conforme se desarrolle el tajo. Sin embargo, no se terminaron los estudios hidrogeológicos en el área del tajo para documentar las condiciones del sitio o predecir las respuestas del agua subterránea a la minería.

Control Potencial de la Estabilidad de Talud

Los datos de perforación de exploración de barrenos, cartografía de la superficie y el análisis de estos datos indican que ambos el Lecho de Roca Oxidado y No Oxidado se clasifican como Débil ($5 \text{ MPa} < \text{UCS} < 25 \text{ MPa}$) y están altamente fracturados con base en las medidas de RQD. Aunque la roca intacta se clasifica como Débil y la Calidad de Roca de Masa se clasifica como Adecuada ($41 < \text{RMR}_{76} < 60$) y el análisis de ingeniería indica que el potencial de falla debido a la sobrecarga de la masa de roca es baja.

El modelo estructural desarrollado por Pershimco no indica el potencial de fallas a gran escala, controlado estructuralmente por los taludes del tajo. Se indican que las estructuras a gran escala son demasiado inclinadas para sobresalir en el tajo así como para formar una falla de corte de plano a gran escala, o intersectarse de tal manera que formara unas cuñas inestables en los taludes del tajo.

Los ángulos de la inter-rampa del talud serán limitados por la configuración del banco que puede ser desarrollado y manejado de manera segura. Las diaclasas en la masa de roca son típicamente demasiado inclinadas e insuficientemente persistentes para formar cuñas de rocas que controlarían la inclinación de las caras del banco. La masa de roca típicamente está altamente fracturada como se indica por el bajo RQD. Esto limita la altura de los bancos que pueden ser desarrollados de manera segura y limita la inclinación de los ángulos de la cara de los bancos que pueden ser desarrollados durante la voladura y la excavación.

Recomendaciones

Debido a que solo hay un tipo de roca en el tajo y el grado de la fractura de la masa de roca controla lo inclinado de los taludes de los tajos en lugar de la orientación de las estructuras, las siguientes recomendaciones se aplican a todos los taludes en ambos tajos La Pava y Quema-Quemita.



La altura del banco de producción en los tajos La Pava y Quema-Quemita es de 5 metros (m) con base a los requisitos de control de nivelación. Para lograr taludes finales más inclinados, recomendamos que sean apilados en dos bancos de producción de 5 m de altura para permitir bancos de captación a intervalos verticales de 10 m para los taludes finales del tajo.

El siguiente Criterio Modificado de Ritchie ha sido utilizado para definir un ancho mínimo aceptable para los bancos de captación en lecho de roca:

$$\text{Ancho del Banco de Captación (metros)} = 4.5 \text{ metros} + (0.2 * \text{Altura del Banco en metros})$$

Eso resulta en un ancho de diseño del banco de captación de 6.5 metros para los bancos de 10 m de altura utilizados en el diseño de los taludes finales en estos tajos.

Para el PFS del Cerro Quema, recomendamos diseñar los taludes para todas las unidades de lecho de roca que forman taludes finales del tajo para hacer bancos dobles y tener bancos de captación de 6.5 m de ancho a intervalos verticales de 10 m. También recomendamos usar un ángulo de 62 grados para la cara del banco y un ángulo de 40 grados para la pendiente de la inter-rampa.

Mientras no se espera que la saprolita forme taludes de altura significativa, recomendamos que la saprolita tenga una inclinación de 30 grados y se deje un banco de 5 m de ancho encima del lecho de roca.

No es probable que una separación antes de la voladura sea efectiva para el lecho de roca fracturado en Cerro Quema. El ajuste de voladura debe proporcionar buenos resultados en el lecho de roca y debe ser utilizado para lograr los ángulos de las caras del banco recomendados.

Se proporciona un resumen de nuestros resultados en la Tabla ES-1.

**Tabla ES-1: Recomendaciones de Diseño del Estudio de Pre-Factibilidad para los Taludes de Tajo**

Tajo	Unidad Geotécnica	Práctica de Operación	Configuración del Banco	Ángulo de la Cara del Banco (grados)	Ancho Mínimo del Banco de Captación (metros)	Ángulo de Diseño de la Inter-rampa (grados)
Todos	Saprolita	No voladura	N/A	N/A	Banco de 5 m de ancho encima de lecho de roca	30
La Pava	Lecho de Roca Oxidado y No Oxidado	(Voladura de ajuste y escalamiento)	Doble banco (10 metros entre bancos de captación)	62	6.5	40
Quema-Quemita	Lecho de Roca Oxidado y No Oxidado	(Voladura de ajuste y escalamiento)	Doble banco (10 metros entre bancos de captación)	62	6.5	40

LA FALTA DE DATOS CONSISTE EN:

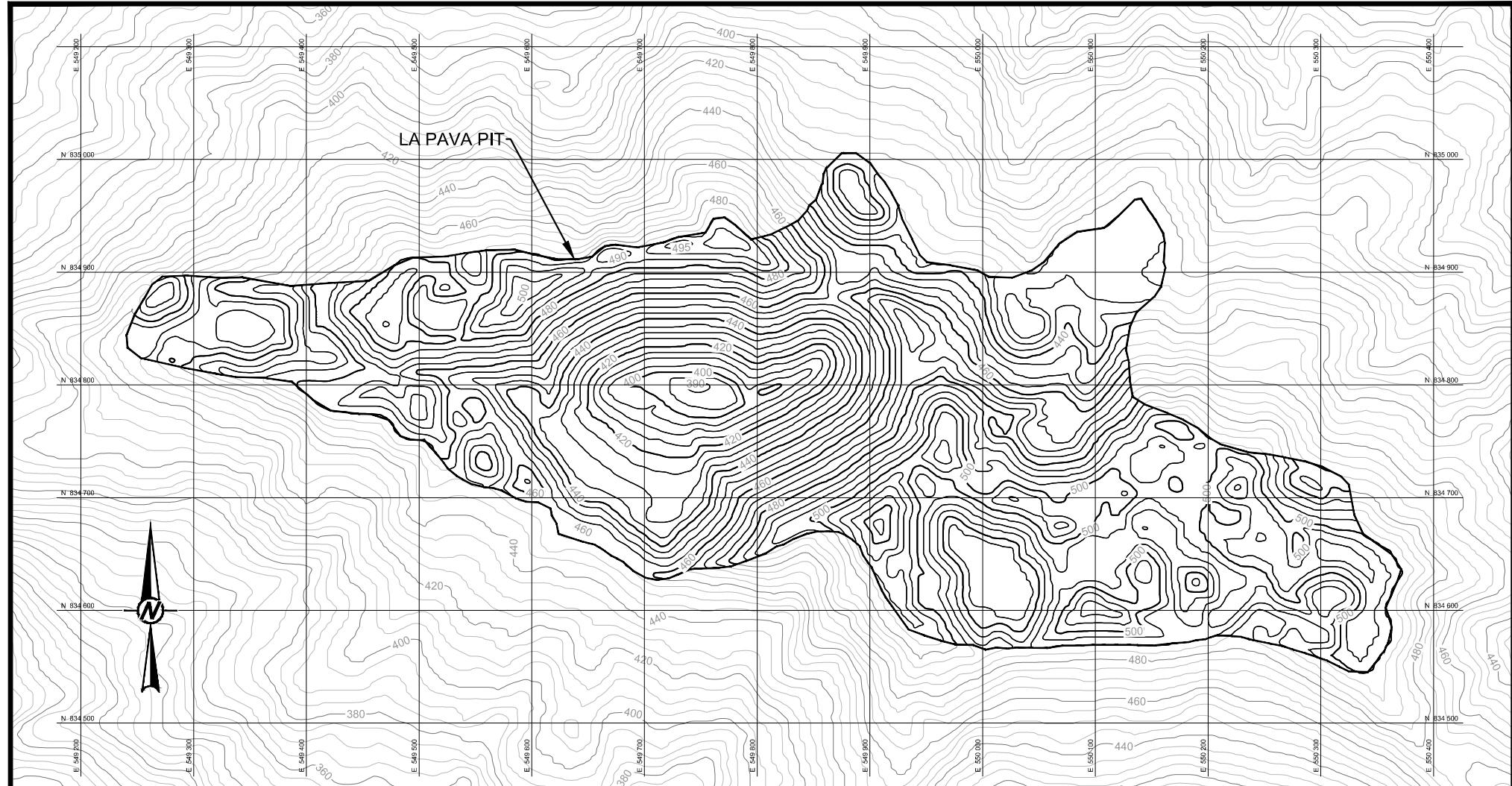
- No hay medidas de las orientaciones estructurales en los taludes más altos del tajo
- No hay registros geotécnicos cuantitativos de los barrenos en el área de Quema-Quemita
- Solo hay pruebas del laboratorio limitadas, y específicamente no hay pruebas de resistencia al corte directa para las diaclasas
- No hay medidas del nivel del agua que indicaran la ubicación del nivel freático de agua regional en las áreas de los tajos

Las recomendaciones a nivel de PFS para los taludes del tajo han sido seleccionadas conservativamente para tomar en cuenta la falta de datos. La falta de datos listados debe llenarse por medio de un Estudio de Factibilidad (FS) para que las recomendaciones de talud se basen en los datos factuales geotécnicos y estructurales en vez de inferencia geológica y la proyección de los datos recolectados en los afloramientos. Este programa de colección de datos debe consistir en la barrenación geotécnica de núcleos, la recolección de muestras de núcleos para pruebas del laboratorio, las medidas de orientación de estructuras por núcleos o de imágenes del “televiewer” y la instalación de piezómetros en barrenos. Adicionalmente, se debe hacer una revisión de los modelos de alteración actualizados y revisados y los modelos estructurales del depósito. Se debe coordinar el programa de hidrogeología con cualquier programa implementado con el propósito de permiso y diseño del desagüe del tajo y el programa geotécnico del estudio de factibilidad de talud del tajo para estimar la distribución de agua durante el desarrollo de talud de los tajos. Estos datos geotécnicos e hidrológicos pueden ser obtenidos de forma más eficaz para combinarlos con un programa futuro de barrenación para definir los recursos minerales.



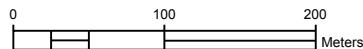
Se deben evaluar los programas de barrenación que son específicamente para obtener información geotécnica para determinar si agregan valor al proyecto con base en los estudios económicos que evalúan la sensibilidad de la economía del proyecto con ángulos del talud del tajo. Si estos estudios muestran que los ángulos de talud no impactan significativamente a la economía del proyecto, los diseños del tajo a nivel de Factibilidad pueden ser preparados con base en las recomendaciones contenidas en este reporte con el entendimiento de que hay un riesgo aumentado de inestabilidad de talud del tajo debido a la falta de datos. En este caso, se debe demostrar que la economía del tajo sea saludable al diseñar los ángulos de la inter-rampa del talud que sean al menos 5 grados más planos e inclinados que aquellos recomendados en el PFS. Además, se deben recoger los datos geotécnicos conforme los tajos se abran para verificar que los supuestos hechos en este reporte y se deben hacer modificaciones a estos diseños si son necesarios.

El FS también debe dirigir las consideraciones operacionales incluyendo los diseños de voladura perimetral y los requisitos de escalamiento para apoyar con la selección de equipo y estimaciones de costos de capital. También se debe dirigir un programa de documentación y monitoreo geotécnico para apoyar con la seguridad de la operación y la optimización de diseños de talud de los tajos durante la minería.



NOTES

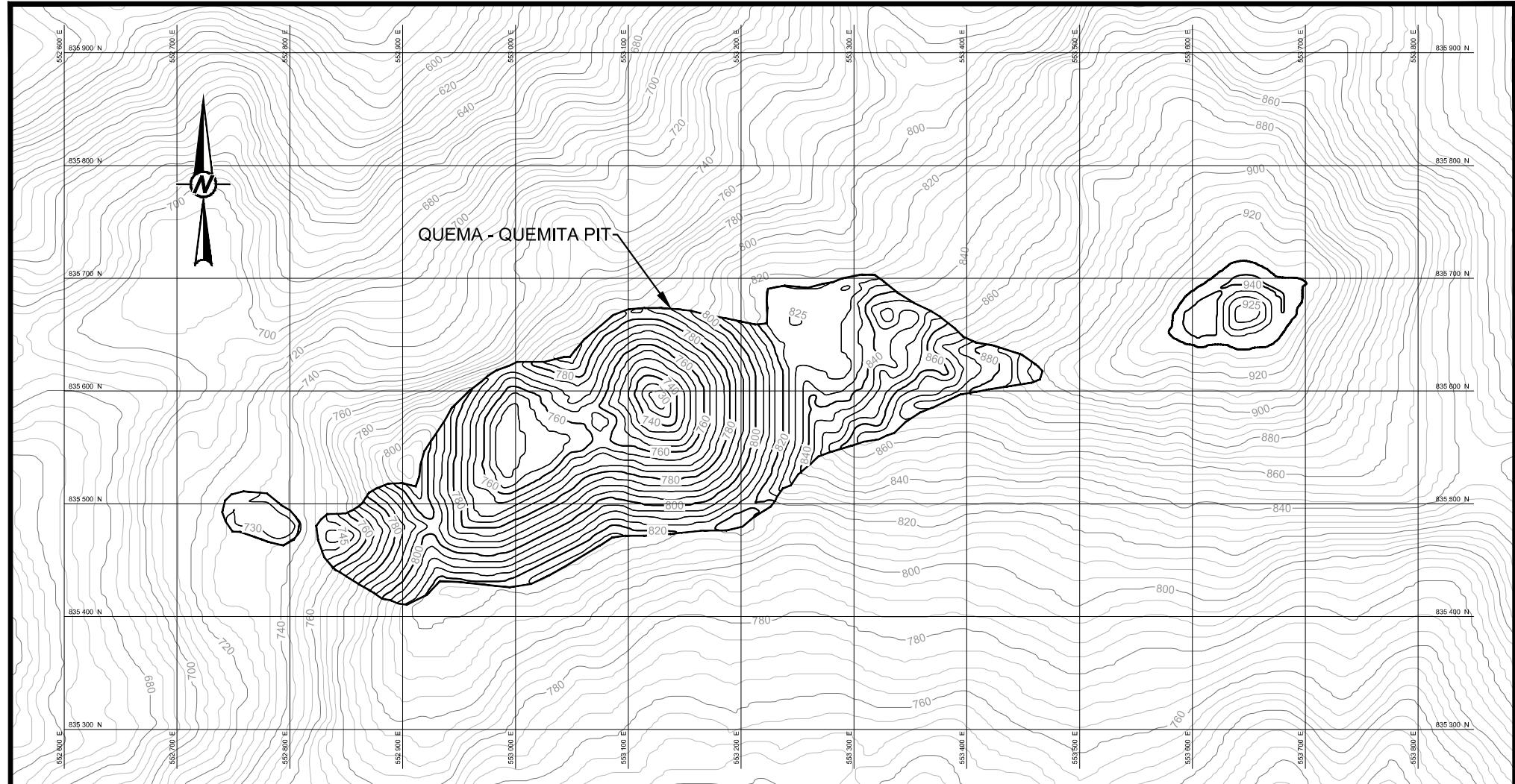
1) PIT SHELL AND TOPOGRAPHY FROM P & E MINING
CONSULTANTS INC. TITLED "LA PAVA 100% PIT SHELL.DXF"
DATED 11-5-2013



PROJECT
PERSHIMCO
TITLE
LA PAVA OXIDE PIT SHELL

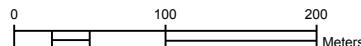


PROJECT No.	1300709 <th>FILE No.</th> <td>FIGURE_ES-1</td>	FILE No.	FIGURE_ES-1
DESIGN	GTL	12/1/2013	SCALE AS SHOWN
CADD	BJE	12/3/2013	FIGURE
CHECK	-	-	ES-1
REVIEW	-	-	



NOTES

1) PIT SHELL AND TOPOGRAPHY FROM P & E MINING
CONSULTANTS INC. TITLED "LA PAVA 100% PIT SHELL.DXF"
DATED 11-5-2013



PROJECT



PERSHIMCO

TITLE

PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

QUEMA-QUEMITA OXIDE PIT SHELL



PROJECT No.	1300709	FILE No.	FIGURE_ES-1
DESIGN	GTL	SCALE	AS SHOWN
CADD	BJE	DATE	12/3/2013
CHECK	-	-	-
REVIEW	-	-	-

ES-2



Tabla de Contenidos

RESUMEN EJECUTIVO	ES-1
1.0 INTRODUCCIÓN	1
1.1 Propósito y Alcance de Trabajo	1
1.2 Descripción del Proyecto	1
1.3 Trabajos Anteriores	2
1.4 Método del Trabajo	2
2.0 CONSIDERACIONES DEL SITIO	4
2.1 Introducción	4
2.2 Topografía	4
2.3 Clima	4
2.4 Condiciones Geológicas	6
2.4.1 Geología Regional	6
2.4.2 Geología del Sitio	6
2.4.2.1 Litología	6
2.4.2.2 Alteración	7
2.4.2.3 Estructura	8
2.4.2.4 Erosión	8
2.5 Mineralización	9
2.6 Hidrogeología	9
3.0 DATOS DISPONIBLES	11
3.1 Datos de Estudios Geotécnicos Anteriores	11
3.1.1 Pruebas del Laboratorio (UCS)	11
3.1.2 Datos de la Estructura de la Roca	12
3.1.3 Mediciones de Profundidad del Aguas Subterráneas	13
3.2 Datos Proporcionados por Pershimco	13
3.2.1 Cascarones del Tajo	13
3.2.2 Modelo de Estructura Mayor	13
3.2.3 Base de Datos de la Designación de Calidad de Roca (RQD) de los Barrenos de Exploración	13
3.3 Investigación de Campo	15
3.3.1 Revisión de los Barrenos de Exploración	15
3.3.2 Pruebas de Carga Puntual	16
3.3.3 Registro Geomecánico de Núcleos	18
3.3.3.1 Clasificación de Masa de Roca	19
3.3.3.2 Estimaciones de Roca del Campo y Resistencia de Suelos	20
3.3.3.3 Espaciamiento de RQD y Diaclasas	21
3.3.3.4 Clasificación de Condición de la Diaclasa	22



3.3.3.5 RMR ₇₆ y RQD.....	22
3.3.4 Evaluación de Calidad de Masa de Roca y Cartografía de la Estructura.....	23
3.3.4.1 Orientaciones de Discontinuidad	24
3.3.4.2 Propiedades de Discontinuidad	24
3.3.4.3 Índice de Resistencia Geológica.....	26
3.3.5 Pruebas de Laboratorio	26
3.3.5.1 Resistencia Compresiva No Confinada	27
3.3.5.2 Gravedad Específica.....	28
3.3.5.3 Pruebas de Corte Directo de Diaclasas Naturales	28
3.3.5.4 Pruebas Índice de Suelo en Gubia de Falla	28
4.0 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA.....	30
4.1 Caracterización de Estructura de la Roca	30
4.1.1 Estructuras Principales	30
4.1.2 Fábrica de la Roca (Estructuras Menores)	30
4.1.3 Dominios Estructurales	31
4.2 Propiedades de la Roca de Masa	32
4.2.1 Resistencia de la Roca Intacta	32
4.2.2 Calidad de Roca	32
4.2.3 Calidad de la Masa de Roca.....	32
4.3 Condiciones de la Roca en Cortes de Roca	33
4.4 Unidades Geotécnicas	33
4.5 Hidrogeología	34
5.0 ANÁLISIS INGENIERÍA	36
5.1 Análisis de Cinemática	36
5.1.1 Estabilidad Estructural a Gran Escala de las Inter-rampas y Talud Total	36
5.1.2 Estabilidad del Talud de Banco	37
5.1.2.1 Fallas Planas.....	37
5.1.2.2 Fallas de Cuña	38
5.1.2.3 Fallas por Derrumbe	38
5.2 Análisis de Límite de Equilibrio	39
5.2.1 Criterios de Fallas Generalizados de Hoek-Brown.....	39
5.2.2 Parámetros de Resistencia de Masa de Roca de Diseño de Hoek-Brown	41
5.3 Estabilidad Sísmica de Talud.....	43
6.0 DISEÑO DE TALUD.....	45
6.1 Estándar de Mantenimiento en el Desarrollo del Talud de Tajo	45
6.2 Controles y Limitaciones del Diseño de Talud.....	46
6.2.1 Taludes en Saprolita	47
6.2.2 Taludes con Bancos en Roca	47



7.0	CONCLUSIONES	49
7.1	Talud del Tajo en Saprolita	49
7.2	Talud del Tajo en Lecho de Roca	49
7.3	Agua Subterránea	50
7.4	Sismicidad	50
7.5	Falta de Datos	50
8.0	RECOMENDACIONES	51
8.1	Saprolita	51
8.2	Lecho de Roca	51
8.3	Resumen de Ángulos del Talud de la Inter-rampa Recomendados	51
8.4	Fase de las Pendientes de los Tajos	52
8.5	Riesgos	52
8.6	Oportunidades	53
8.7	Consideraciones Operacionales	53
8.8	Recomendaciones para Más Estudios	54
9.0	CIERRE.....	56
10.0	REFERENCIAS.....	57

Lista de Tablas

Tabla 2.1	Precipitación Promedio Mensual
Tabla 2.2	Temperatura Promedio Mensual
Tabla 3.1	Resultados de las Pruebas de Resistencia Compresiva No Confinada (UCS) (Knight Piésold, 1994)
Tabla 3.2	Resumen de los Resultados de UCS por Área por Knight Piésold (1994)
Tabla 3.3	Sistema de Designación de Calidad de Roca (RQD)
Tabla 3.4	Designación de Calidad de Roca (RQD) de los Barrenos de la Exploración de La Pava
Tabla 3.5	Barrenos Revisados por Golder en el Área de La Pava
Tabla 3.6	Barrenos de Circulación Inversa Revisados por Golder en el Área de Quema-Quemita
Tabla 3.7	Resultados de las Pruebas de Carga Puntual
Tabla 3.8	UCS Con Base en los Resultados de las Pruebas de Carga de Punto
Tabla 3.9	Resumen del Sistema de Clasificación de Masa de Roca (RMR ₇₆)
Tabla 3.10	Índice ISRM de Resistencia de Suelo y Roca
Tabla 3.11	Parámetros Calculados de Masa de Roca (RMR ₇₆) para la Exploración de Barrenos Revisados por Golder
Tabla 3.12	Resumen de la Clasificación de Masa de Roca (RMR ₇₆) para la Exploración de Barrenos Revisados por Golder
Tabla 3.13	Resumen de los Propiedades de Discontinuidad
Tabla 3.14	Resistencia de Compresión No Confinada de Especímenes de Núcleos de Roca Intacta
Tabla 3.15	Resumen de las Medidas Específicas de Gravedad
Tabla 3.16	Resultados de Pruebas Índice
Tabla 4.1	Conjuntos Estructurales en el Área de La Pava
Tabla 5.1	Línea de Intersección de los Planos Fijos de Diaclasas Medianas
Tabla 5.2	Propiedades de Masa de Roca de Diseño
Tabla 5.3	Resumen de los Análisis de los Límites de Estabilidad de Talud
Tabla 8.1	Recomendaciones de Diseño del Estudio de Pre-Factibilidad de Talud del Tajo Abierto



Lista de Figuras

Figura 1.1	Ubicación del Proyecto
Figura 1.2	Arreglo General del Sitio
Figura 2.1	Geografía Regional
Figura 2.2	Geología del Lecho de Roca, La Pava
Figura 2.3	Secciones Geológicas, La Pava
Figura 2.4	Geología del Lecho de Roca, Quema-Quemita
Figura 2.5	Secciones Geológicas, Quema-Quemita
Figura 3.1	Cascarón de Óxido del Tajo La Pava
Figura 3.2	Cascarón de Óxido del Tajo Quema-Quemita
Figura 3.3	Plano de Proyección Estereográfica de Fallas Modeladas
Figura 3.4	Correlación entre RQD y Espaciamiento de Diaclasas
Figura 3.5	Plano del Fondo del Pozo del RQD, RMR e Índice de Resistencia de Carga Puntual para PDH 12-027
Figura 3.6	Plano del Fondo del Pozo de RQD, RMR e Índice de Resistencia de Carga Puntual para PDH 12-036
Figura 3.7	Plano del Fondo del Pozo de RQD, RMR e Índice de Resistencia de Carga Puntual para PDH 12-051
Figura 3.8	Plano del Fondo del Pozo de RQD, RMR e Índice de Resistencia de Carga Puntual para PDH 12-055
Figura 3.9	Ubicaciones de los Perfiles Geológicos Lineales de Exploración, La Pava
Figura 3.10	Plano de Proyección Estereográfica de Estructuras Recolectadas Durante la Investigación de Campo
Figura 3.11	Plano de Proyección Estereográfica de Estructuras Recolectadas en La Pava con Estructuras Recolectadas en la Cubierta de Quema Quemita
Figura 3.12	Índice de Resistencia Geológica (GSI)
Figura 5.1	Ánalisis cinemático – Potencial de Falla del Mecanismo de Corte del Plano Banco-Escala
Figura 5.2	Ánalisis cinemático – Potencial de Falla del Mecanismo de Corte de Cuña de Banco-Escala
Figura 5.3	Ánalisis del Límite de Equilibrio de Talud Sección A – A'
Figura 5.4	Ánalisis del Límite de Equilibrio de Talud Sección B – B'
Figura 5.5	Ánalisis del Límite de Equilibrio de Talud Sección C – C'
Figura 5.6	Ánalisis del Límite de Equilibrio de Talud Sección D – D'
Figura 6.1	Terminología del Diseño de Talud

Lista of Fotografías

Fotografía 1	Área La Pava
Fotografía 2	Área Quema-Quemita
Fotografía 3	Dacita No Mineralizada
Fotografía 4	Dacita No Mineralizada en el Afloramiento
Fotografía 5	Alteración de Sílice Masiva
Fotografía 6	Brecha de Sílice
Fotografía 7	Alteración de Sílice-Arcilla en Afloramiento Oxidado
Fotografía 8	Alteración de Arcilla Débil
Fotografía 9	Laterita y Saprolita en el Área Quemita
Fotografía 10	Saprolita en el Área La Pava
Fotografía 11	Núcleo en Lecho de Roca Oxidado
Fotografía 12	Dioclase en Lecho de Roca Oxidado
Fotografía 13	Núcleo en Lecho de Roca No Oxidado
Fotografía 14	Dioclase en Lecho de Roca No Oxidado
Fotografía 15	Núcleo Partido del Área Quema-Quemita
Fotografía 16	Astillas de Roca del Hoyo RC en el Área Quema-Quemita



-
- Fotografía 17 Corte de Roca de La Pava
Fotografía 18 Zona de Falla en el Corte de Roca del Área La Pava
Fotografía 19 Roca Altamente Fracturada del Área La Pava
Fotografía 20 Roca de Bloque de Resistencia Moderado del Área La Pava
Fotografía 21 Bancos Intactos del Área La Pava
Fotografía 22 Banco de Contención de Perdida del Área La Pava

Lista de Apéndices

- Apéndice A Resultados del Estudio de Sensibilidad por P&E Mining Consultants
Apéndice B Resultados de las Pruebas de Carga Puntual
Apéndice C Resultados de los Registros Geotécnicos (RQD and RMR)
Apéndice D Hojas de los Datos Lineales de Recorrido y de Descripción de la Masa Roca
Apéndice E Resultados de las Pruebas de Laboratorio
Apéndice F Estudio de Resistividad de Polarización Inducida (IP)



1.0 INTRODUCCIÓN

Pershimco Resources, Inc. (Pershimco) está actualmente completando un Estudio de Pre-Factibilidad (PFS por sus siglas en inglés) para su Proyecto Cerro Quema en Panamá (Figura 1.1). Golder Associates, Inc. (Golder) ha completado un programa de investigación geotécnico, caracterización, y una evaluación de ingeniería para los taludes del tajo abierto para apoyar el PFS. Este reporte resume los resultados de este programa.

1.1 Propósito y Alcance de Trabajo

El propósito y alcance de trabajo fue descrito en la “Propuesta para Estudio de Pre-Factibilidad para la Mina Cerro Quema,” entregado a Pershimco Resources, Inc., el 9 de julio de 2013. Esta propuesta recomendó un enfoque por fases incluyendo al estudio de la Fase 1 (a nivel de evaluación) y de la Fase 2 (estudio de pre-factibilidad). El estudio a nivel de la Fase 1 se completó con base en una revisión de los datos existentes y una visita al sitio. Se usaron los resultados de nuestro estudio de la Fase 1 para desarrollar nuestro estudio de la Fase 2.

Nuestro alcance de trabajo para la Fase 2 (PFS) incluyó:

- Una revisión de los datos existentes, registros geológicos de barrenos, mapas geológicos y secciones geológicas transversales, y reportes de ingeniería para obtener los datos útiles para nuestros estudios
- Un programa del campo que incluyó la recolección los datos geotécnicos en detalles de los afloramientos rocosos y núcleos existentes
- Un programa de pruebas del laboratorio para obtener las propiedades de las rocas
- Un análisis de datos y de ingeniería
- Preparación de este reporte que contiene las recomendaciones de diseño del talud del tajo abierto

Las recomendaciones de diseño de talud del tajo contenidas en este reporte están destinadas para el uso en un PFS para el proyecto Cerro Quema.

1.2 Descripción del Proyecto

El proyecto Cerro Quema incluirá dos tajos abiertos, el tajo La Pava y el tajo Quema-Quemita. El tajo La Pava será el más grande de los dos tajos con el tajo Quema-Quemita ubicado a unos 3 km al este. Las ubicaciones de estos tajos abiertos se muestran en la Figura 1.2 junto con los caminos de acceso u otras instalaciones.

Los tajos están diseños con el supuesto de que el mineral y desecho serán minados en bancos de producción de 5 m de altura con base en las capacidades del equipo. El eje largo del tajo La Pava tiene dirección este-oeste; el tajo es de aproximadamente 1,100 m de largo por 400 m de ancho, y oscilará en



profundidad desde los 50 a los 120 m. El eje largo de tajo Quema-Quemita tiene dirección este-noreste; esta aproximadamente de 700 m de largo por 200 m de ancho, y oscilaría en profundidad de 30 a 110 m.

La mineralización será minada de los tajos y colocada en las instalaciones del patio de lixiviación para recuperar el oro y la plata. Mientras los recursos minerales incluyen ambos la mineralización de óxido y de sulfuro, los planes actuales de la mina suponen que solo oro y plata de la mineralización de óxido será minado y procesado. La roca estéril minado de los tajos será colocado en botaderos de roca estéril y en los tajos minados.

1.3 Trabajos Anteriores

No se había realizado anteriormente ningún estudio geotécnico de talud del tajo para el Proyecto Cerro Quema; sin embargo, Knight Piésold, Inc. (1994) de Denver, Colorado, bajo contrato de Cyprus Gold, Inc. recogió los datos como apoyo de un estudio propuesto de estabilidad geotécnica de talud del tajo. Se resumieron estos datos en un reporte (Knight Piésold, 1994). No se proporcionó ningún análisis de ingeniería o recomendaciones de diseño de talud del tajo en este reporte.

1.4 Método del Trabajo

Se realizaron las juntas de arranque con personal de Pershimco para definir los objetivos de este estudio a nivel de PFS para la estabilidad de talud en las oficinas de Kappes, Cassiday & Associates (KCA) y en la oficina de Golder en Reno, Nevada, el 29 y 30 de agosto de 2013.

George Lightwood, un Ingeniero Séñior de Golder, visitó el sitio durante la semana del 21 de septiembre de 2013 para obtener información para el desarrollo de un alcance de trabajo para un diseño de talud del tajo al nivel de PFS. El revisó los afloramientos rocosos en las área de La Pava y Quema-Quemita y a lo largo de los corte de caminos, núcleos de barrenos de exploración selectos, y cortes de barrenos selectos de Circulación Inversa (RC por sus siglas en inglés). También revisó el modelo geológico desarrollado por los geólogos de Pershimco.

Después de la visita al sitio del Sr. Lightwood, P&E Mining Consultants, Inc., (de Brampton, Ontario, Canadá) el consultor de planificación minera de Pershimco, realizó un estudio de sensibilidad para evaluar el efecto del ángulo de talud del tajo para la economía del proyecto y para asistir en el desarrollo de un alcance de trabajo apropiado. P&E realizó unas optimizaciones del tajo a varios ángulos de talud de entre 20 y 60 grados y calculó un Valor Presente Neto (NPV por sus siglas en inglés) para el proyecto. Se muestran los esbozos de los cascarones del tajo y las secciones geológicas transversales a través de los tajos abiertos La Pava y Quema-Quemita generados como parte de este estudio de sensibilidad en el Apéndice A. Las secciones geológicas transversales indican que la profundidad de los tajos abiertos no es sensible al ángulo de talud del tajo usado en la optimización. También el Valor Presente Neto del proyecto no es sensible al ángulo de talud del tajo. Por ejemplo, si los taludes de la inter-rampa del tajo



usados en la optimización del cascarón del tajo es de 30 grados en vez de 40 grados los análisis económicos preliminares indicaron una reducción en el Valor Presente Neto (NPV por sus siglas en inglés) de solamente el 2 por ciento. Hemos usado esta información al desarrollar un programa de campo con base en obtener información geotécnica de los afloramientos rocosos existentes en taludes naturales y cortados, núcleos existentes de los barrenos de exploración y los datos de estudios anteriores.

Como parte de los estudios de la Fase 2, Blake Easby, un Ingeniero Geólogo del personal de Golder, estuvo en el sitio del 6 hasta el 21 de octubre de 2013. Durante su visita, Blake recogió datos de la superficie de la estructura, registró geotécnicamente los núcleos de exploración existentes, seleccionó muestras para análisis del laboratorio y realizó pruebas de carga puntual para los núcleos existentes. Los datos recolectados durante el estudio de la Fase 2 fueron suplementados por datos geológicos y geotécnicos recolectados por los geólogos de Pershimco u otros.



2.0 CONSIDERACIONES DEL SITIO

2.1 Introducción

El proyecto Cerro Quema está ubicado aproximadamente a 50 kilómetros al sur de Chitre, Panamá, en el distrito de Los Santos. Se han identificado dos áreas de mineralización en el área de La Pava y Quema Quemita que contienen la mineralización de oro y plata que son susceptibles de procesamiento por métodos de lixiviación en pilas. La mineralización en estos tajos será minado por métodos del tajo abierto.

2.2 Topografía

El terreno en el sitio es escarpado y áspero (Figura 1.2). La elevación oscila desde los 200 metros sobre el nivel del mar (m.s.n.m.). Las pendientes naturales pueden ser tan inclinadas como de 60 grados sobre una altura de 50 metros. En el área de La Pava, las pendientes naturales existentes pueden ser tan inclinadas como de 45 grados sobre una altura de 50 a 100 metros. Algunos de los valles más escarpados están densamente arbolados. El acceso a las áreas de los tajos abierto se logra más fácilmente vía los caminos de exploración de barrenos. Se muestran las áreas del tajo La Pava y Quema-Quemita en las Fotografías 1 y 2, respectivamente.

En las proximidades de los tajos, hay unos afloramientos de lecho de roca fresco debido a la erosión profunda tropical que ha resultado en la formación de una capa gruesa gossan y suelos lateríticos y saprolíticos. Los mejores afloramientos de roca en lo que las estructuras geológicas y condiciones de roca que pueden ser observados están en un corte de talud existente en el área de La Pava. Se muestra este corte de talud en la Fotografía 1.

2.3 Clima

Los datos climáticos disponibles de Cerro Quema son limitados. Una estación meteorológica en la propiedad Cerro Quema solo tiene los datos de precipitación desde 1994 a 1996 y 2011. Golder evaluó la precipitación de una estación meteorológica del gobierno llamado La Llana y estableció una correlación entre los datos en un Memorándum Técnico preparado por Pershimco en el 2013 (2013a). Los datos existen de La Llana para cada mes del año desde el 1967 a 2011. En promedio, hay 25 por ciento menos precipitación mensual en el Cerro Quema que la registrada en la estación meteorológica La Llana. Usando esta relación, se estimó la precipitación promedio mensual de Cerro Quema usando los datos de La Llana, como se muestra en la Tabla 2.1.

**Tabla 2.1: Precipitación Promedio Mensual**

Mes	Precipitación Promedio La Llana ¹ (mm)	Precipitación Promedio Corregido (mm)
Enero	18.6	14.0
Febrero	7.4	5.6
Marzo	14.4	10.8
Abril	67.4	50.7
Mayo	265.9	200.1
Junio	316.2	237.9
Julio	268.2	201.9
Agosto	334.6	251.8
Septiembre	363.3	273.4
Octubre	410.6	309.0
Noviembre	302.9	228.0
Diciembre	92.4	69.6
Total	2,462.0	1,852.7

Fuente: Golder (2013a).

Notas: 1. Precipitación promedio calculó entre el 1967 y 2012.

Por estar cerca del ecuador, las temperaturas son predeciblemente cálidas y la humedad es alta. Se reportaron los datos de temperatura (Tabla 2.2) en la Actualización del Plan de Cierre entregado al Bellhaven Copper and Gold Inc. en 2009.

Tabla 2.2: Temperatura Promedio Mensual

Mes	Temperatura (° C)		
	Mínimo	Medio	Máximo
Enero	23.0	25.5	28.0
Febrero	22.8	26.0	29.1
Marzo	23.7	26.4	29.1
Abril	23.8	26.6	29.4
Mayo	23.3	25.7	28.0
Junio	23.1	25.4	27.6
Julio	22.8	25.5	28.1
Agosto	27.2	27.8	28.3
Septiembre	22.9	25.1	27.2
Octubre	22.0	25.8	29.5
Noviembre	22.7	25.2	27.7
Diciembre	22.6	25.0	27.3
Promedio Anual	23.3	25.8	28.3

Fuente: Golder (2009).



Las tasas altas de precipitación resultan en tasas altas de erosión y los suelos están adelgazados por las pendientes naturalmente inclinadas y son más gruesos en áreas aplanadas, típicamente por la cima de las colinas inclinadas dentro de las áreas de los tajos La Pava y Quema-Quemita.

2.4 Condiciones Geológicas

2.4.1 Geología Regional

El distrito de Cerro Quema se encuentra en la parte central de la Península Azuero por la línea costera sur de Panamá (Figura 1.1). Una descripción breve de la geología regional P&E Mining Consultants (P&E, 2012) se presenta a continuación:

El basamento de la península consiste en basaltos toleíticos masivos y almohadillados que actualmente son interpretados de representar rocas levantadas de la margen occidental de la placa del Caribe (Corral et al., 2011). Siguiendo el comienzo de la subducción a aproximadamente 69-71 millones años (Ma), una secuencia de arco magmático se desarrolló en el basamento Azuero. Las rocas del Grupo Arco Azuero constan de rocas volcánicas incluyendo rocas tufitas y volcanoclásticas que oscilan en edad de aproximadamente de 71 Ma a 40 Ma.

. . . Las rocas [en el área del proyecto] constan de andesita, dacita, caliza, basalto y turbiditas que se interpretan haber sido depositadas en ambiente de antearco. Estudios iniciales se asignaron todos estos grupos a la Formación Ocu. Trabajos posteriores por Corral et al. (2011) ha determinado que las rocas del distrito Cerro Quema no corresponden con la definición de la Formación Ocu, y que ha definido la Formación Rio Quema que consta de sedimentos volcánicos y volcanoclásticos intercalados con calizas hemipelágicas, domos de lava submarino y diques basálticos a andesíticos de corte transversal. La Formación Rio Quema se interpreta como la secuencia de relleno de una cuenca de antearco del arco volcánico Cretácico-Paleogeno y el huésped de mineralización en el distrito Cerro Quema (Corral at al., 2011).

La geología local, incluyendo las unidades litológicas y las estructuras mayores regionales se muestran en la Figura 2.1, que muestra la roca en las áreas del tajo La Pava y Quema-Quemita consta de dacita.

La geología estructural en el área del proyecto se caracteriza por una red de fallas con un abrupto buzamiento, con fallas de dirección noroeste y noreste. La Falla Rio Joaquín mostrado en la Figura 2.1 es una estructura regional mayor con dirección este-oeste que se estima tener un movimiento de buzamiento inverso de aproximadamente de 300 a 400 metros. Se ubica aproximadamente de 1 a 3 kilómetros al sur del área de los tajos La Pava y Quema-Quemita respectivamente.

2.4.2 Geología del Sitio

2.4.2.1 Litología

En el área de los depósitos, los tipos principales de roca son arcillas saprolíticas dacíticas y dacitas silíceas con varios grados de lixiviación de ácido y cementación de óxido de hierro. La dacita fresca en



las áreas del tajo ha sido alterada hidrotermalmente y contiene cantidades variables de alteración y minerales de reemplazamiento.

2.4.2.2 Alteración

La alteración hidrotermal puede afectar la resistencia de la roca intacta. Se puede aumentar o reducir la resistencia de la roca intacta dependiendo de los minerales quitados, reemplazados o introducidos. Los geólogos de Pershimco han desarrollado un modelo de alteración para el depósito con base en la identificación macroscópica de los minerales en el núcleo y los afloramientos. La alteración ha sido clasificada por los geólogos de PRO en las siguientes categorías:

- Fresco - Este roca consta de dacita de pórido de lava cuarzo feldespártico. La roca fresca es típicamente fuerte y quebradiza con poca porosidad. No está mineralizada (Fotografías 3 y 4 muestran la dacita fresca fuera del área mineralizada)
- Sílice - Esta roca está compuesta esencialmente por cuarzo (sílice) con muy pocos minerales de arcilla de aluminosilicato. Puede ser poroso y brechado en algunas áreas. Se encuentra en el núcleo del depósito y puede ser anfitrío de la mineralización de oro de mayor ley (Fotografías 5 y 6 muestran la roca de sílice masiva alterada y la sílice brechada respectivamente)
- Sílice-Arcilla - Esta roca está compuesta de cuarzo (sílice) y hasta del 30 por ciento de minerales diseminados de arcilla de aluminosilicato que constan de caolinita, dickita y pirofilita. Puede ser un poco poroso y rodea el núcleo de sílice del depósito. Es huésped de la mineralización de oro de baja ley (Fotografía 7 muestra una afloramiento de sílice-arcilla alterada dacita)
- Arcilla - La alteración de la facies de arcilla consta de roca débilmente alterada que ocurre en una zona de transición entre la dacita fresca y la dacita de sílice arcillosa alterada. Puede contener hasta el 30 por ciento de minerales de ilita y arcilla esmética. Los minerales de arcilla ocurren como un reemplazo empaquetado apretado de feldespatos y tiene la tendencia de no desagregarse naturalmente a menos de que la roca sea molida finamente. La masa de roca de arcilla débilmente alterada típicamente forma una roca competente (Fotografía 8 muestra la alteración de arcilla débil)

Con base en las facies de alteración observadas en los núcleos y afloramientos, los geólogos de Pershimco han desarrollado un modelo de tridimensional de la alteración a través de las áreas de La Pava y Quema-Quemita. Las Figuras 2.2 y 2.3 muestran la alteración en el área de La Pava, y las Figuras 2.4 y 2.5 muestran el modelo de alteración en el área de Quema-Quemita. Las Figuras 2.2 a 2.5 indican que los taludes del tajo serán desarrollados principalmente en dacita que esta intensamente silicificada (Sílicea).

El modelo de alteración usado en este reporte está siendo revisado actualmente por los geólogos de Pershimco. Las revisiones tendrán base en la identificación de minerales de alteración usando mediciones de espectrometría de infrarrojo-cercana. Hemos revisado el modelo de alteración existente y parece correlacionarse con las propiedades geotécnicas de ingeniería que observamos en la masa de roca, y es adecuado para nuestros estudios de estabilidad de talud.



2.4.2.3 Estructura

Los geólogos de PRO han desarrollado un modelo estructural de las fallas de la escala del tajo de la examinación de los núcleos de exploración e interpretación de las fotografías aéreas. Se muestran las ubicaciones de las fallas inferidas por encima del lecho de roca en las Figuras 2.2 y 2.4 para las áreas de La Pava y Quema-Quemita respectivamente. Los geólogos de Pershimco informan que la mayoría de estas fallas tienen poco desplazamiento.

En el área de la Pava (Figura 2.2), las fallas tienen dirección al noreste y noroeste y tienen un buzamiento abrupto. En el área de Quema-Quemita, las fallas típicamente tienen una dirección este-noreste y noreste y también tienen un buzamiento abrupto. Una falla interpretada que buza aproximadamente 60 grados al norte trunca la mineralización por el lado sur del tajo Quema-Quemita como se muestra en la Figura 2.4.

Las estructuras menores que ocurren en las áreas de La Pava y Quema-Quemita constan principalmente de diaclasas y fallas menores. Donde la masa de roca está profundamente erosionada, como en el área de Quema-Quemita, las diaclasas y fallas pueden ser difíciles de observar en la superficie natural del suelo.

2.4.2.4 Erosión

Los depósitos están sobrejacidos por unidades de regolitos producidos por la erosión típica de un clima tropical, húmedo y cálido. Para el propósito de clasificación geotécnica, usamos las siguientes definiciones de unidades de regolitos:

- Laterita - Material transportado que es la unidad superior del regolito. La transportación puede ser lateral en terrenos inclinados, o vertical debido a la disolución de la matriz de soporte en terreno plano.
- Saprolita - Roca erosionada en su lugar que tiene las características físicas de suelo pero puede retener la estructura relictiva de lecho de roca madre. Las características físicas se determinan por la naturaleza de los protolitos (roca madre) y la intensidad de la saprolitzación. El núcleo de saprolita típicamente se puede cortar con un cuchillo.
- Sapro-roca - El material de transición entre la saprolita y el lecho de roca en el que la resistencia es considerablemente mayor que la del saprolita pero menor que la del lecho de roca. Típicamente no se puede cortar el núcleo con un cuchillo.
- Lecho de roca - Roca fresca y mineralizada.

En algunas áreas, especialmente en el área de Quema-Quemita, un suelo de laterita que se encuentra en la superficie del suelo, o máximo a unos metros debajo a la superficie. En ambas áreas Quema-Quemita y La Pava, un capa de cero a cinco mm de espesor se ha desarrollado suelo de saprolita. Las Fotografías 9 y 10 muestran los afloramientos del regolito laterita y saprolita en las áreas de Quema-Quemita y La Pava.



La sapro-roca es una zona de material que es como una roca (típicamente no se puede cortar con un cuchillo) en el que la erosión ha reducido la resistencia de la roca fresca o mineralizada (lecho de roca). En el proyecto Cerro Quema, la roca oxidada podría ser considerada sapro-roca y la roca no oxidada podría ser considerada como lecho de roca fresco. Sin embargo, por razones discutidas a continuación, no clasificamos la sapro-roca y lecho de roca, sino que ambas la sapro-roca y el lecho de roca se consideran ser lecho de roca.

2.5 Mineralización

La mineralización en el Cerro Quema ocurre a lo largo de una dirección este-oeste de 10 kilómetros (km) de largo y es huésped de un cinturón de flujos piroclásticos hornblendo-fídicos y lavas de composición dacítica y andesítica. Los depósitos incluyen La Pava y Quema-Quemita (P&E, 2012). Los otros depósitos existen en el área pero este estudio solamente incluye La Pava y Quema-Quemita. La naturaleza de la mineralización se describe en el Reporte Técnico 43-101 por P&E (2012):

El oro ocurre como granos submicroscópicos difundidos y como oro invisible dentro de la estructura cristalina de la pirita (Corral et al., 2010), especialmente en la zona de alteración arcillosa avanzada. La alteración supergénica fuerte resulta en la formación de un tapón de oxidación o gossan y libera el oro contenido en la pirita. Los grados más altos de mineralización de oro se encuentran cerca de la superficie y se disminuyen hacia el límite inferior de la oxidación.

Para este proyecto, solamente el mineral mineralizado obtenido por encima del límite de la oxidación será colocado en los patios de lixiviación. El límite entre el material oxidado y el material de sulfuro se muestran en las Figuras 2.2 a 2.5. Los taludes del tajo más altos típicamente están ubicados encima del límite de oxidación; sin embargo, la roca no oxidada ocurrirá dentro de los taludes del tajo.

La alteración supergénica tiene un efecto en la apariencia de la roca. La roca encima del límite de oxidación típicamente es de color canela claro a café rojizo con recubrimientos de articulaciones de hierro y óxido de manganeso. Debajo del límite de oxidación, la roca es típicamente de color gris y contiene diaclasas recubiertas con sulfuros y a veces con un relleno de arcilla de color gris oscuro a negro. La roca debajo del límite de oxidación contiene sulfuros. Se muestran un ejemplo del núcleo y una diaclasa típica por debajo del límite del óxido en la Fotografías 11 y 12, y un ejemplo del núcleo y una diaclasa típica por encima del límite se muestran en las Fotografías 13 y 14.

2.6 Hidrogeología

No se ha desarrollado ningún pozo de observación o piezómetros en las áreas de los tajos La Pava y Quema-Quemita para indicar la elevación de un nivel freático local de agua, así que la elevación del agua tiene que ser inferido de las condiciones geológicas. El nivel freático del agua probablemente es conforme a la topografía tal que es más alto en áreas de elevaciones más altas y más bajo cerca de los canales de corrientes. Las zonas de oxidación típicamente indican la profundidad del nivel freático de



agua en algún punto en el pasado y también podrían reflejar la posición actual del agua. Los tajos serán excavados en la cima de colinas tal que los fondos de los tajos estarán a aproximadamente 200 a 400 m sobre el fondo de los canales de corrientes principales al norte y al sur de los tajos.



3.0 DATOS DISPONIBLES

Los datos disponibles para este proyecto fueron recolectados por los geólogos de Pershimco, Golder Associates, y Knight Piésold (1994). Estos datos constan de pruebas del laboratorio para bloques de roca obtenidos en las áreas de La Pava y Quema-Quemita y núcleos de exploración de barrenos, orientaciones y características de las estructuras, registros geológicos de núcleos de exploración, y mediciones del nivel de agua en los barrenos de exploración. Los geólogos de Pershimco y consultores mineros proporcionaron los modelos geológicos de las áreas de los tajos y cascarones del tajo.

3.1 Datos de Estudios Geotécnicos Anteriores

Como parte de un estudio geotécnico del talud del tajo propuesto anteriormente, Knight Piésold (1994) realizó pruebas del laboratorio de los núcleos de exploración, recolectó orientaciones estructurales, y realizó medidas del nivel del agua en los barrenos de RC.

3.1.1 Pruebas del Laboratorio (UCS)

Knight Piésold (1994) seleccionó unas muestras del núcleo para las pruebas de Resistencia Compresiva No Confinada (UCS por sus siglas en inglés) de núcleos de exploración ya en caja. Se muestran los resultados de estas pruebas UCS en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1: Resultados de las Pruebas de Resistencia Compresiva No Confinada (UCS) (Knight Piésold, 1994)

Ubicación	ID de Barreno	Profundidad (m)	Módulo de Young (E, MPa)	Densidad (g/cm ³)	Proporción de Largo/Diámetro	Tensión en la Falla (MPa)	Alteración	E/UCS
La Pava	PDH94-45	113.0	1813.32	2.28	1.90	16.18	Sílice	112
Quemita	PDH94-48	10.0	160.88	2.05	1.57	9.97	Sílice-Arcilla	16
Quemita	PDH94-48	20.0	89.83	2.20	1.61	6.14	Sílice	15
Quemita	PDH94-48	26.0	1223.82	2.43	1.45	16.47	Sílice	74
Quemita	PDH94-49	13.0	128.95	2.42	1.64	10.97	Arcilla	12
Quemita	PDH94-49	20.0	115.87	2.33	1.70	14.35	Sílice-Arcilla	8
Quemita	PDH94-53	77.0	1413.43	2.57	1.60	16.10	Profiláctica	88
La Pava	PDH94-57	26.0	505.61	2.01	1.54	4.27	Sílice	118
La Pava	PDH94-57	44.0	4567.78	1.27	2.61	29.50	Sílice	155
La Pava	PDH94-58	23.0	74.94	1.18	3.20	33.27	Sílice	2
La Pava	PDH94-58	32.0	818.75	2.24	1.60	12.14	Sílice-Arcilla	67
La Pava	PDH94-58	39.0	399.90	2.10	1.66	4.41	Sílice-Arcilla	91
La Pava	PDH94-58	47.0	810.13	1.88	1.65	4.84	Arcilla	167
La Pava	PDH94-60	3.0	129.78	2.06	1.52	8.34	Sílice	16
La Pava	PDH94-60	17.0	64.29	1.69	1.43	9.37	Sílice	7
La Pava	PDH94-60	22.0	847.03	1.59	1.43	10.78	Sílice	79
La Pava	PDH94-60	34.5	1105.46	1.90	1.56	11.10	Sílice	100
La Pava	PDH94-60	42.5	2033.95	1.89	1.79	14.59	Sílice	139
La Pava	PDH94-60	52.5	3171.59	2.62	1.41	6.52	Sílice	486



La Pava	PDH94-61	10.5	138.24	2.07	1.64	11.37	Sílice-Arcilla	12
La Pava	PDH94-61	12.0	229.82	1.84	1.46	4.02	Sílice-Arcilla	57
La Pava	PDH94-61	53.5	1723.69	2.85	1.01	25.76	Sílice-Arcilla	67

Nota:

1. Los códigos de alteración de la base de datos de barrenos proporcionados por Pershimco (MCQSA base de datos)

Los especímenes de pruebas UCS deben tener una proporción de largo al diámetro de al menos dos para que el UCS medido no esté influenciado por el largo de la muestra. Muchas de las pruebas listadas en la Tabla 3.1 tienen una proporción de largo de diámetro menor de dos. Las pruebas UCS realizadas por los especímenes cortos de prueba pueden exceder la estimación de resistencia de roca intacta cuando se compara con las pruebas de UCS en muestras con una proporción de largo de diámetro igual a o mayor de dos. Mientras que sea posible corregir los valores UCS en el largo de muestra (ASTM, 2006a), no se indica si se hicieron tales correcciones para los resultados de las pruebas de UCS en la Tabla 3.1. El aplicar el factor de corrección resultaría en una disminución en los valores UCS mostrados en la tabla de hasta el 10 por ciento. También, no hay ninguna indicación de que, en su caso, de los especímenes que fallaron a lo largo de los planos pre-existentes de debilidad. Una falla de un espécimen a lo largo de un plano de debilidad resulta en una baja estimación del USC de la roca intacta. A pesar de estas deficiencias, los datos en la Tabla 3.1 son útiles porque contienen resultados de las pruebas UCS realizadas para ambas áreas de La Pava y Quema-Quemita (Tabla 3.2).

Tabla 3.2: Resumen de los Resultados de UCS por Área por Knight Piésold (1994)

Ubicación	Número de Pruebas	Mínimo (MPa)	Promedio (MPa)	Máximo (MPa)
La Pava	16	4.02	12.91	33.27
Quemita	6	6.14	12.33	16.47

Estas pruebas indican que la roca intacta en ambas áreas pueden ser clasificadas como de Débil a Fuerte Medio ($5.0 \text{ MPa} < \text{UCS} < 25 \text{ MPa}$) y que no hay una diferencia significativa en la resistencia de la roca intacta de entre las dos áreas del tajo.

La mayoría de los resultados de las pruebas mostradas en la Tabla 3.1 indican que la relación del Módulo de Young al UCS (E/UCS) es menor que 200, que está clasificado como un índice de modulo bajo (Read & Stacey, 2009). Una relación de E/UCS menor que 100 no es típica de roca intacta Débil a Moderadamente Fuerte ($5 \text{ MPa} < \text{UCS} < 50 \text{ MPa}$). No tenemos información de cómo se realizaron estas pruebas, así que no se puede determinar la fiabilidad de los valores del Módulo de Young.

3.1.2 Datos de la Estructura de la Roca

Knight Piésold (1994) realizó la cartografía geológica que incluyó tomar mediciones de orientación de estructuras en las áreas de La Pava y Quema-Quemita. Había muy pocas mediciones para permitir la



identificación de diaclasas bien definidas o concentraciones de falla de las proyecciones estereográficas; sin embargo, estas mediciones indican que las diaclasas buzan a ángulos moderados a inclinados en todas las direcciones. Como parte de este estudio, recolectamos mediciones estructurales adicionales para identificar los conjuntos de diaclasas y de fallas.

3.1.3 Mediciones de Profundidad del Aguas Subterráneas

Knight Piésold (1994) informó la profundidad de agua encontrada en 13 de los barrenos de RC. En el área de La Pava, estas mediciones indican que se encontró agua a profundidades que oscilan de entre 3 a 128 metros debajo de la superficie del suelo. En el área de Quema-Quemita, se informó una profundidad de agua que oscila de entre 6 a 89 metros debajo de la superficie del suelo. La profundidad del agua subterránea de los barrenos de RC puede representar agua colgada en la saprolita o agua atrapada en las fallas. Adicionalmente, es posible que las mediciones del nivel de agua de los barrenos no se hayan estabilizado en el momento de tomar las medidas. Para nuestro análisis de ingeniería, supusimos un rango de condiciones de agua subterránea con base en nuestro entendimiento de las condiciones del sitio.

3.2 Datos Proporcionados por Pershimco

3.2.1 Cascarones del Tajo

Se muestran los cascarones del tajo desarrollados por P&E en la Figuras 3.1 y 3.2. Estos cascarones del tajo fueron desarrollados usando las recomendaciones del ángulo del talud de la inter-rampa del estudio preliminar de PFS proporcionadas por Golder (2013b) para proporcionar la ubicación y la altura esperada de las paredes del tajo.

3.2.2 Modelo de Estructura Mayor

Para evaluar el efecto de las fallas tajo-escala para la estabilidad de los taludes del tajo, medimos las orientaciones de las fallas mostradas en las Figuras 2.3 y 2.4 de mapas y secciones geológicas transversales proporcionadas por Pershimco. Se muestra la orientación de las fallas en la Figura 3.3 y esa indica que las fallas tienen un buzamiento inclinado y dirección al noreste y noroeste en el área de La Pava. Las fallas en el área de Quema-Quemita también tienen buzamiento inclinado y dirección hacia el noreste. Hay dos fallas, designadas como W y X en la Figura 2.4, que buzan hacia al norte a unos 60 grados.

3.2.3 Base de Datos de la Designación de Calidad de Roca (RQD) de los Barrenos de Exploración

Los geólogos de Pershimco y operadores anteriores de la mina midieron la Recuperación de Núcleo y la Designación de Calidad de Roca (RQD por sus siglas en inglés) que obtuvieron de los barrenos de exploración. Pershimco proporcionó estos datos que incluyeron mediciones de barrenos perforados en



1992, 1993, 2011, 2012 y 2013. Como parte de este estudio, utilizamos la RQD como es definido por Deere (1964) y las mediciones de RQD realizados por los geólogos de Pershimco de los barrenos perforados en 2012 y 2013 para cuantificar el grado de fracturamiento de la masa de roca. Se muestra la clasificación de Calidad de la Roca de Deere con base en la RQD en la Tabla 3.3. Se define el RQD como el porcentaje de núcleo adecuado recuperado en porciones de 10 cm o más. Típicamente, la RQD de intervalos de materia débil, clasificado como suelos, supone ser igual a cero; sin embargo, no sabemos si los geólogos de Pershimco siguieron este protocolo.

Tabla 3.3: Sistema de Designación de Calidad de Roca (RQD)

RQD (porcentaje)	Clasificación de la Calidad de la Roca
0-25	Muy pobre
25-50	Pobre
50-75	Adecuado
75-90	Bien
90-100	Excelente

Resumimos las medidas de RQD realizadas para 1938.0 m del núcleo por encima del límite del óxido y 4987.3 m de núcleo de debajo del límite del óxido de barrenos de 2012 y 2013 en el tajo La Pava para proporcionar una indicación del grado del fracturamiento de la masa de roca mostrada en la Tabla 3.4. Se muestran los barrenos de los cuales se recogieron los datos en la Figura 3.1.

Tabla 3.4: Designación de Calidad de Roca (RQD) de los Barrenos de la Exploración de La Pava

Material	RQD (%)	Clasificación de la Calidad de Roca	Largo del Núcleo (m)	Porcentaje del Total	Promedio Ponderado de RQD ¹
Óxido	0-25	Muy pobre	1076.50	56%	26%
	25-50	Pobre	466.70	24%	
	50-75	Adecuado	297.75	15%	
	75-90	Bien	76.15	4%	
	90-100	Excelente	20.90	1%	
Sulfuro	0-25	Muy pobre	1897.56	38%	37%
	25-50	Pobre	1500.15	30%	
	50-75	Adecuado	1032.15	21%	
	75-90	Bien	392.05	8%	
	90-100	Excelente	165.35	3%	

Nota: 1. Ponderado para el largo del núcleo

Las mediciones RQD de los barrenos de 2012 y 2013 no fueron disponibles para el área Quema-Quemita; sin embargo, las mediciones RQD fueron disponibles para dos barrenos de exploración perforados en el área de Quema-Quemita a principios de los 1990s: PDH9339 fue perforado a una



profundidad de 140.85 m e intersecta al lado este del tajo y PDH93015 fue perforado aproximadamente 60 metros al norte del tajo. Las mediciones RQD fueron registradas a 137.16 m y 160.48 m de núcleo, respectivamente. El promedio ponderado RQD medido para el núcleo PDH9339 es del 26%, y el 31% para el PDH93015, ambos son similares a las mediciones RQD realizadas para el núcleo del tajo La Pava por los geólogos de Pershimco. La mayoría de ambos barrenos fueron perforados debajo del límite de oxidación. Se muestra la ubicación de los barrenos en la Figura 3.2.

3.3 Investigación de Campo

Recolectamos los datos de discontinuidad de roca de los afloramientos en las áreas de La Pava y Quema-Quemita y se realizaron estimaciones de la calidad de masa de roca para suplementar los datos proporcionados por Pershimco. También revisamos los núcleos existentes y cortes RC de núcleos y barrenos RC selectos, y se realizaron pruebas de carga puntual para las muestras de núcleo partido. Recogimos bloques de roca en el área de La Pava de los cuales los especímenes UCS fueron preparados para las pruebas para suplementar los resultados de pruebas de laboratorio reportados por Knight Piésold. El material identificado como gubia de falla fue recolectado de las cajas del núcleo de los cortes de roca de La Pava para hacer pruebas índice del suelo.

3.3.1 Revisión de los Barrenos de Exploración

Revisamos los núcleos cortados de los barrenos de exploración de Pershimco como parte de nuestras visitas al sitio en septiembre y octubre de 2013. Durante esta revisión, recogimos datos adicionales de resistencia de roca y caracterización de discontinuidad. El núcleo que revisamos se obtuvo de esas porciones del núcleo perforado sobre el límite de oxidación a unas pocas decenas de metros debajo del límite de oxidación cerca de los taludes del tajo más altos en el tajo La Pava. Los núcleos que revisamos del área de La Pava se listan en la Tabla 3.5.

Tabla 3.5: Barrenos Revisados por Golder en el Área de La Pava

ID de Barreno	Coordenadas			Orientación		Profundidad de Pre-collar (m)	Largo Total (m)
	Este (m)	Norte (m)	Elevación (m)	Azimut (grados)	Buzamiento (grados)		
PDH12027	550050.4	834656.5	548.94	0	90	-	247
PDH12036	549550.1	834851.4	513.106	0	90	-	250
PDH12051	549677.8	834798.6	539.78	0	90	126	270.95
PDH12055	549750.0	834856.0	552	180	75	-	331

Nota: Buzamiento medido de la horizontal

Hay algunos barrenos en el tajo Quema-Quemita y núcleo de encima del fondo del tajo que no fue disponible para nuestra revisión. El núcleo de un barreno (PDH11-502) que revisamos se obtuvo de debajo del fondo del tajo pero contenía ambas roca oxidada y no oxidada y era parecido en apariencia al



núcleo oxidado y no oxidado que revisamos del área de La Pava. El núcleo cortado de este barreno se muestra en la Fotografía 15.

Debido a que hay poco núcleo de roca en el área de Quema-Quemita, también revisamos los cortes de los barrenos RC. Los cortes RC no proporcionan información sobre la naturaleza de las fracturas de la roca pero pueden proporcionar una indicación preliminar de la resistencia de la roca y permitir la identificación de la naturaleza de la alteración. Los barrenos de exploración RC que revisamos en el área del tajo Quema-Quemita se listan en la Tabla 3.6 y la ubicación de estos barrenos se muestra en la Figura 3.2.

Tabla 3.6: Barrenos de Circulación Inversa Revisados por Golder en el Área de Quema-Quemita

Identificación de Barreno	Coordenadas			Orientación		Largo Total (m)
	Este (m)	Norte (m)	Elevación (m)	Azimut (grados)	Buzamiento (grados)	
PRH92046 (RC)	553598.5	835619.81	920	360	60	70
PRH12136 (RC)	553029.25	835450.61	829.71	-	90	128
PRH12193 (RC)	553653.857	835695.617	943.043	-	90	189
PRH12200 (RC)	553646.478	835665.131	948.502	-	90	177
PRH12259 (RC)	553076	835489	838	-	90	108
PRH12266 (RC)	553041	835444	825	-	90	144

Nota: Buzamiento medido de la horizontal

Los cortes que revisamos aparecieron consistentes con el tipo de roca y las facies de alteración observados en núcleos del área del tajo La Pava. La mayoría de los cortes fueron silicificados y fuertes y se rompieron en la mano. Algunos de los barrenos contenían secuencias de arcilla y limos en muestras que abarcaron hasta 14 metros consecutivos de largo perforado. Estas podrían ser zonas localizadas de masa de roca más débil o más altamente erosionada parecida a lo que se observó en algunos barrenos en el área de La Pava. La Fotografía 16 muestra cortes típicos de uno de los barrenos RC en el tajo Quema-Quemita.

3.3.2 Pruebas de Carga Puntual

Las pruebas de carga puntual proporcionan una estimación cuantitativa de la resistencia de compresión de la roca a través de una prueba sencilla de campo que puede correlacionarse a la UCS de la roca intacta. Los datos recolectados para cada prueba de carga puntual incluyen la profundidad, prueba de orientación, dimensiones, falla de carga y comentarios con respecto a las superficies de falla inducida. Las pruebas generalmente se consideran válidas cuando se genera una superficie de falla entre las platinas de carga; las pruebas en las que las superficies de falla incluyen estructuras pre-existentes o parcialmente curadas se consideran inválidas. Se proporcionan los resultados de las pruebas de carga puntual en el Apéndice B.



Se usaron dimensiones de muestreo y carga de falla para calcular un índice de resistencia corregido de acuerdo al tamaño de carga puntual según la siguiente ecuación:

$$I_{s(50)} = \left(\frac{P}{D_e^2} \right) \times \left(\frac{D_e}{50} \right)^{0.45}$$

donde: $I_{s(50)}$ = índice de resistencia de carga puntual (corregido a un diámetro de núcleo equivalente de 50 milímetros (mm))

P = carga de falla

D_e = diámetro de núcleo equivalente (mm)

Para los especímenes probados de núcleo entero perpendicular al axis del núcleo (prueba diametral), el diámetro del núcleo entero equivalente, D_e , es igual al diámetro medido del núcleo. Para los núcleos cortados, se estima que el diámetro de núcleo equivalente al suponer que D_e es igual a:

$$D_e = \left(\frac{4A}{\pi} \right)^{0.5}$$

Donde: A es el área mínima de la sección geológica transversal de la muestra a través de los puntos de contacto de las platinas (ISRM, 1985).

Se resumen los resultados de pruebas válidas separadas para las medidas que se tomaron sobre y debajo de la base del límite de oxidación en la Tabla 3.7. Los resultados de pruebas de carga puntual bajo fueron borrados si los registros del campo surgieron que la prueba fue inválida.

Tabla 3.7: Resultados de las Pruebas de Carga Puntual

Material	Número de Pruebas	Índice de Resistencia de Carga Puntual, $I_{s(50)}$ (MPa)			
		Mínimo	Máximo	Promedio	Desvío Estándar
Sobre el límite de Oxidación (Óxido)	75	0.06	9.03	2.15	1.63
Debajo el límite de Oxidación (Sulfuro)	46	0.07	4.93	2.04	1.32

Nota: Los dos valores más altos y más bajos fueron removidos del conjunto final de datos para el cálculo promedio



Se pueden usar los valores del índice de resistencia de carga Puntual corregido de tamaño ($I_{s(50)}$) para estimar el UCS de roca intacta para multiplicar $I_{s(50)}$ por un factor N, tal que:

$$UCS = N * I_{s(50)}$$

N es típicamente determinado para comparar $I_{s(50)}$ con las pruebas UCS que se realizaron para el mismo intervalo de núcleo. Si no hay una pareja de pruebas correspondiente del UCS e $I_{s(50)}$, se puede estimar el UCS usando un valor asumido de N. N es la función del tamaño del núcleo o el diámetro del núcleo equivalente. Un valor de N igual a 24 es típico para un NX entero (54 mm) que consta de roca competente (ASTM, 2006b); sin embargo, el coeficiente puede variar desde 15 a 50 con base en el tipo de roca y resistencia (Wyllie and Mah, 2004). Por este estudio, asumimos que N=21 según las recomendaciones en ASTM D 5731 – Método Estándar de Pruebas para Determinar el Índice de Resistencia de Carga Puntual de Roca, como el valor de D_e medido para el núcleo partido fue generalmente de unos 40 mm. Así, el UCS estimado de la roca como es se muestra en la Tabla 3.8.

Tabla 3.8: UCS Con Base en los Resultados de las Pruebas de Carga de Punto

Material	Número de Pruebas	Resistencia de Compresión No Confiando ¹ (MPa)			
		Mínimo	Máximo	Promedio	Desvió Estándar
Sobre el límite Oxidación	75	1.26	189	45	34
Debajo el límite de Oxidación	46	1.47	104	43	28

Notas: 1. $UCS = 21 * I_{s(50)}$

Con base en el UCS estimado de las pruebas de carga puntual, la roca intacta oscila de Débil (5 MPa < UCS < 25 MPa) a Fuerte (50 MPa < UCS < 100 MPa) pero es típicamente una roca Media Fuerte (25 MPa < UCS < 50 MPa) con base en la clasificación de la Sociedad Internacional de Mecánica de Roca (ISRM, 1981).

3.3.3 Registro Geomecánico de Núcleos

Durante nuestra vista al sitio, preparamos un resumen geotécnico de los registros de núcleo para los barrenos listados en la Tabla 3.7. El propósito de estos registros fue obtener información adicional sobre la resistencia de la roca intacta, el grado de erosión y alteración, y condiciones de discontinuidad que podrían ser utilizados al hacer estimaciones preliminares de la Clasificación de la Masa de Roca de Bieniawski. Idealmente, estos datos serían recolectados con el núcleo entero y obtenido poco después de la perforación. Debido a que esto no era posible, recogimos los datos de núcleo cortado, algunos de los cuales han sido almacenados por un año o más. El secado del núcleo afecta la resistencia de la roca y normalmente resulta en un debilitamiento de la roca intacta si minerales arcillosos estén presentes.



Además, no era posible observar todas las discontinuidades porque aquellas contenidas en los núcleos más débiles y más fracturados probablemente fueron rotas durante el proceso de corte. Se proporcionan los resultados de los registros geotécnicos en el Apéndice C.

3.3.3.1 Clasificación de Masa de Roca

El sistema de clasificación de Bieniawski de 1976 (RMR_{76}) proporciona una medida cuantitativa de la calidad de masa de roca. El sistema RMR_{76} incorpora algunos parámetros para caracterizar las masas de roca, como sigue:

- UCS
- RQD
- Espaciamiento de la diaclasa (la inversa del Frecuencia de la Fractura)
- Condición de la diaclasa (como definida por la Clasificación de Condición de Diaclasa)
- Condición de Aguas subterráneas

Se le asigna una variable numérica a cada uno de estos parámetros, y la suma de los valores de los parámetros da un valor RMR_{76} desde 0 (calidad muy pobre de masa de roca) a 100 (calidad muy buena de masa de roca). Se resume el sistema de clasificación RMR_{76} en la Tabla 3.9.

Tabla 3.9: Resumen del Sistema de Clasificación de Masa de Roca (RMR_{76})

Parámetro	Rango de Valores ²						
Variable UCS (MPa)	>200 MPa (15)	100-200 MPa (12)	50-100 MPa (7)	25-50 MPa (4)	10-25 (2)	<3-10 (1)	1-3 (0)
Variable RQD	90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	< 25% (3)		
Variable de Estacionamiento de Articulaciones	>3 m (30)	1-3 m (25)	0.3-1 m (20)	50-300 mm (10)	< 50 mm (5)		
Variable de Condiciones de Diaclasa (JCR)	Muy áspero No hay separación Roca de pared dura (25)	Poco áspero Separación <1 mm Roca de pared dura (20)	Poco áspero Separación <1 mm Roca de pared suave (12)	Espejo de falla, Separación o gubia < 5mm (6)	Gubia suave o Separación >5 mm (0)		
Variable de Agua Subterránea	Completamente seco (10)		Húmedo (7)	Presión moderada (4)	Grave (0)		
Valor Total RMR_{76} (Suma de las Variables para 5 artículos) =							
Clasificación	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 – 0		
Descripción	I – Muy Buena	II – Buena	III – Adecuada	IV – Pobre	V – Muy Pobre		



Notas: 1. Sistema de Clasificación de Rating Bieniawski, 1976.
2. Los valores de los parámetros mostrados en paréntesis.

Se usan las estimaciones de los valores RMR₇₆ para los criterios de resistencia al corte de masa de roca empírica tales como los criterios de falla de masa de roca Hoek-Brown que usamos en el análisis de estabilidad de los taludes de los tajos.

3.3.3.2 Estimaciones de Roca del Campo y Resistencia de Suelos

Nosotros estimamos la resistencia de núcleos de roca intacta usando una prueba sencilla del índice de campo mostrado en la Tabla 3.10. Usamos las clasificaciones y descripciones en la Tabla 3.10 para estimar la resistencia de la roca intacta y obtener la clasificación correspondiente de la Tabla 3.9 que utilizamos para estimar la RMR₇₆. Estas pruebas índice pueden ser correlacionadas con la UCS aproximada de la roca o suelo. Las clasificaciones S1 a S6 proporcionan una indicación de la UCS aproximada del material clasificado como suelo, y R0 a R6 proporcionan una indicación de la UCS aproximada del material clasificado como roca.

**Tabla 3.10: Índice de Suelo y Resistencia de Roca ISRM**

Índice de Resistencia ISRM	Identificación de Campo	Descripción	Rango Aproximada de UCS (MPa)
S1	Penetraron fácilmente varias pulgadas con el puño	Arcilla muy suave	< 0.025
S2	Penetraron fácilmente varias pulgadas con el pulgar con esfuerzo moderado	Arcilla suave	0.25 – 0.05
S3	Puede ser penetrado varias pulgadas con el pulgar con un esfuerzo moderado	Arcilla firme	0.05 – 0.10
S4	Fácilmente indentado con el pulgar pero penetrado solo con gran esfuerzo	Arcilla rígida	0.10 – 0.25
S5	Fácilmente indentado con la uña del pulgar	Arcilla muy rígida	0.25 – 0.50
S6	Indentado con dificultad con la uña del pulgar	Arcilla dura	> 0.50
R0	Indentado con la uña del pulgar	Sumamente débil	0.25 – 1.0
R1	Se desmorona con un golpe firme con la punta del martillo geológico, se puede pelar con un cuchillo de bolsillo	Muy débil	1.0 – 5.0
R2	Puede ser pelado con un cuchillo de bolsillo con dificultad, indentaciones poco profundas realizadas con un golpe firme del martillo geológico	Débil	5.0 – 25
R3	No se puede raspar o pelar con un cuchillo de bolsillo, el espécimen se puede fracturar con un solo golpe firme del martillo geológico	Fuerte mediano	25 – 50
R4	Especímen requiere más de un solo golpe del martillo geológico para fracturarlo	Fuerte	50 – 100
R5	Especímen requiere muchos golpes del martillo geológico para fracturarlo	Muy fuerte	100 – 250
R6	Especímen solamente puede ser convertido en astillas con un martillo geológico	Sumamente fuerte	> 250

3.3.3.3 Espaciamiento de RQD y Diaclasas

Nosotros usamos la RQD medida por el personal de Pershimco para caracterizar el fracturamiento de la masa de roca y el espaciamiento de las diaclasas porque estas mediciones fueron realizadas para el núcleo entero antes que fuera partido.

Nosotros revisamos las mediciones de RQD para los barrenos seleccionados con la fotografías del núcleo entero en cajas. Las secciones del núcleo con intervalos múltiples del 0% RQD fueron verificadas para estimar la RQD en las fotografías, y las longitudes de núcleos adicionales fueron verificados al punto para estimar la RQD en las fotografías. De esta comparación, nosotros concluimos que las



mediciones RQD fueron razonables en comparación con el núcleo observado en las fotografías y en las cajas que recibimos mientras estábamos por el sitio.

Cuando el núcleo entero es disponible, es posible estimar el espaciamiento de las diaclasas. Cuando solo datos de RQD confiables son disponibles, es posible hacer una estimación aproximada del Espaciamiento, con base en las correlaciones entre RQD y Espaciamiento de Diaclasa propuestas por Bieniawski (1989) y mostrado en la Figura 3.4. Utilizamos la correlación entre la RQD medio (RQD_{medio}) y el Espaciamiento de Diaclasa mostrado en la Figura 3.4 para seleccionar la Clasificación apropiada de Espaciamiento de Diaclasa en la Tabla 3.9 para estimar la RMR_{76} .

3.3.3.4 Clasificación de Condición de la Diaclasa

Hemos asignado un valor de Clasificación de Condición de la Diaclasa (JCR por sus siglas en inglés) típica con base en las descripciones de diaclasas contenidas en la Tabla 3.9 para cada intervalo de los núcleos en las cajas que revisamos, así que el valor que registramos del intervalo corresponde a las características de las diaclasas típicas en ese intervalo. Las diaclasas en el núcleo encima del límite de óxido típicamente fueron ásperas con una pared de roca de diaclasa manchada o una pared de roca ligeramente alterada, y a veces con un relleno de óxido de hierro menor a un milímetro de espesor. Las diaclasas en el núcleo debajo del límite de óxido fueron similares con un recubrimiento ocasional de limo o arcilla para las diaclasas de pared de roca. La condición de las diaclasas observadas en el núcleo que revisamos corresponde a los valores JCR entre 12 y 20.

3.3.3.5 RMR_{76} y RQD

Calculamos las clasificaciones RMR_{76} de cada longitud de núcleo con base en los datos colectados por Pershimco y Golder y calculamos una clasificación promedio ponderada para cada barreno para el material encima de y debajo del límite de oxidación. Se resumen las clasificaciones RMR_{76} en la Tabla 3.11.

Tabla 3.11: Parámetros Calculados de Masa de Roca (RMR_{76}) para la Exploración de Barrenos Revisados por Golder

Material	Identificación de Barreno	Longitud de Núcleo (m)	Clasificación UCS	Clasificación RQD	Clasificación del Espaciamiento de Diaclasa	Clasificación JCR	Clasificación de Agua Subterránea	RMR_{76}
Encima del Límite de Oxidación	PDH-12-027	91.5	2	4	6	16	10	38
	PDH-12-036	51.9	2	5	7	14	10	38
	PDH-12-051	12.4	4	5	7	17	10	43
	PDH-12-055	165.4	4	7	9	17	10	47



Debajo del Límite de Oxidación	PDH-12-027	27.5	4	9	11	18	10	52
	PDH-12-036	62.1	3	6	8	16	10	43
	PDH-12-051	71.9	3	10	10	16	10	49
	PDH-12-055	25.9	2	3	5	12	10	32

Para este estudio, ya que RMR₇₆ se utiliza para estimar los parámetros de resistencia al corte de la roca de masa de Hoek-Brown para uso en el análisis del límite de equilibrio, la clasificación del agua subterránea se asumió ser igual a 10 (completamente seca) de conformidad con las recomendaciones por Hoek (2007).

Para evaluar la variabilidad de las propiedades de la masa de roca, también graficamos la RMR₇₆, la RQD, y el índice de resistencia de carga puntual para los cuatro barrenos que revisamos en el sitio. Estos se muestran en las Figuras 3.5 a 3.8. Los valores tabulados mostrando las clasificaciones de la Tabla 3.9 para cada intervalo de núcleo se proporcionan en el Apéndice C.

Para el uso de nuestra caracterización de masa de roca y análisis subsecuentes de ingeniería, calculamos una RMR₇₆ promedio ponderada para núcleos barrenados encima de y debajo del límite de oxidación. Se resumen los valores RMR₇₆ calculados en la Tabla 3.12.

Tabla 3.12: Resumen de la Clasificación de Masa de Roca (RMR₇₆) para la Exploración de Barrenos Revisados por Golder

Material	RMR (%)	Clasificación de Calidad de Roca de Masa	Longitud del Núcleo (m)	Porcentaje del Total	Promedio Ponderado
Encima del Límite de Oxidación	0-20	Muy Pobre	0.0	0%	42
	20-40	Pobre	132.6	41%	
	40-60	Adecuado	179.0	56%	
	60-80	Buena	9.7	3%	
	80-100	Muy Buena	0.0	0%	
Debajo del Límite de Oxidación	0-20	Muy Pobre	0.0	0%	44
	20-40	Pobre	56.6	30%	
	40-60	Adecuado	110.8	59%	
	60-80	Buena	15.3	8%	
	80-100	Muy Buena	0.0	0%	

3.3.4 Evaluación de Calidad de Masa de Roca y Cartografía de la Estructura

Como parte de los estudios del campo, medimos la orientación de estructuras menores y estimamos la calidad de la masa de roca en un corte existente en el área de La Pava. También registramos las características de las diaclasas y estimamos la calidad de la masa de roca. Se muestra la ubicación del afloramiento de la roca en la Figura 3.9. Este afloramiento es de 400 m de largo y 20 a 30 m de altura y



fue excavado en la década de 1990. Se muestra un panorama general del afloramiento en la Fotografía 1; la Fotografía 15 muestra la inclinación del banco.

3.3.4.1 Orientaciones de Discontinuidad

Las orientaciones de discontinuidad fueron medidas usando un procedimiento de cartografía de perfil geológico lineal en el cual se estiró una cinta para medir a lo largo del afloramiento de roca, y fueron medidas con un compás magnético y registrados el buzamiento y la dirección-buzamiento de las estructuras que intersectaron esta línea de estudio. Se registró la distancia desde el punto de comienzo donde cada medida fue hecha así como las propiedades de las discontinuidades. Se completaron un total de ocho perfiles geológicos lineales a lo largo de la base de los cortes de roca en el área del tajo La Pava a las ubicaciones mostradas en la Figura 3.9. Adicionalmente, se registraron 15 mediciones estructurales para los afloramientos en el área Quema-Quemita. Se muestran los diagramas de proyección estereográfica de los datos de orientación estructural recolectados en el área de La Pava en la Figura 3.10. La Figura 3.11 muestra la estructura recolectada en los afloramientos en el área de Quema-Quemita graficada en una proyección estereográfica que muestra todos los datos estructurales contorneados de los cortes de banco de La Pava.

3.3.4.2 Propiedades de Discontinuidad

Las descripciones de las discontinuidades que se observaron durante los estudios de perfil geológico lineal en La Pava y en los afloramientos en el área de Quema-Quemita fueron registradas para proporcionar información sobre las características de las discontinuidades típicas de la masa de roca. Se muestran una explicación y descripción de los códigos de atribuciones de carácter usados para las hojas de campo durante el estudio en la Tabla 3.13 junto con el número y el porcentaje del total de cada atribución para todas las medidas tomadas en La Pava y Quema-Quemita.

Tabla 3.13: Resumen de los Propiedades de Discontinuidad

Atributo de Discontinuidad	Código	Descripción	Número	% de Total
Tipo	FZ	Zona de Falla	0	0%
	F	Falla	5	3%
	J	Diaclasa (solo)	188	96%
	JS	Conjunto de Diaclasa	0	0%
	Sch	Esquistosidad	0	0%
	S	Corte	2	1%
	Fo	Foliación	0	0%
	Tc	Grieta de Tención	0	0%
	B	Estratificación	0	0%



Persistencia	1	Persistencia muy baja <1 m	162	83%
	2	Persistencia baja 1-3 m	22	11%
	3	Persistencia mediana 3-10 m	10	5%
	4	Persistencia alta 10-20 m	1	1%
	5	Persistencia muy alta >20 m	0	0%
Terminación	0	Ninguno extremo visible	95	49%
	1	Un extremo visible	41	21%
	2	Ambos extremos visibles	59	30%
Abertura / Ancho	1	Muy apretado (<0.1 mm)	4	2%
	2	Apretado (0.1-0.25 mm)	96	49%
	3	Parcialmente abierto (0.25-0.5 mm)	88	45%
	4	Abierto (0.5-2.5 mm)	1	1%
	5	Moderadamente ancho (2.5-10 mm)	3	2%
	6	Ancho (>10 mm)	1	1%
	7	Muy ancho (1-10 cm)	1	1%
	8	Extremadamente ancho (10-100 cm)	0	0%
	9	Cavernoso (>1 m)	1	1%
Relleno	1	Limpio	0	0%
	2	Manchas de superficie	162	84%
	3	No cohesivo	25	13%
	4	Arcilla Inactiva o matriz de arcilla I	6	3%
	5	Arcilla hinchable o matriz de arcilla	1	1%
	6	Cementado	0	0%
	7	Clorita	0	0%
	8	Calcita	0	0%
	9	Roca triturada	0	0%
	10	Gubia	0	0%
Resistencia Compresiva del Relleno	S1	Arcilla muy suave	15	8%
	S2	Arcilla suave	0	0%
	S3	Arcilla firme	0	0%
	S4	Arcilla rígida	0	0%
	S5	Arcilla muy rígida	2	1%
	S6	Arcilla dura	5	3%
	R0	Roca sumamente débil	0	0%
	R1	Roca muy débil	11	6%
	R2	Roca débil	23	12%
	R3	Roca media fuerte	139	71%
	R4	Roca fuerte	0	0%
	R5	Roca muy fuerte	0	0%
	R6	Roca sumamente fuerte	0	0%
Aspereza de la Superficie	R	Áspero	169	87%
	S	Lizo	15	8%
	P	Pulido	3	2%
	K	Espejo de falla	5	3%
	VR	Muy áspero	3	2%



Forma de la Superficie	St	Escalonado	0	0%
	U	Ondulado	170	87%
	P	Plana	25	13%
	C	Curvado	0	0%
	I	Irregular	0	0%

El resultado del estudio de discontinuidad indica que la mayoría de las discontinuidades constan de diaclasas de baja persistencia (menores de 3 m en longitud). Era difícil ver los extremos de las diaclasas en la cara de la roca debido a los taludes detríticos, así que las diaclasas pueden ser algo más largas de lo indicado en la Tabla 3.13. Pocas diaclasas (menores de alrededor del 6 por ciento) fueron observadas de ser más largas que de alrededor de 3 metros. Las diaclasas típicamente son apretadas, ásperas, y ondulantes. Las diaclasas típicamente no están llenas, sino más bien tienen un recubrimiento o una mancha que consta de óxido de hierro. Donde las diaclasas están llenas, el relleno consta de suelo no cohesivo.

3.3.4.3 Índice de Resistencia Geológica

El Índice de Resistencia Geológica (GSI por sus siglas en inglés) es un índice de calidad de masa de roca que puede ser estimado directamente de la observación visual de los afloramientos (Hoek, Kaiser, y Bawden, 1995). El GSI puede ser utilizado en métodos empíricos para estimar la resistencia al corte de masa de roca. Se puede comparar el GSI con los valores de RMR obtenidos de mediciones realizadas en núcleos de los barrenos de exploración.

Estimamos el GSI directamente de la Figura 3.12 para cada una de las ubicaciones de los perfiles geológicos lineales para el tajo La Pava por medio de observación de la estructura de la masa de roca y las descripciones de discontinuidad de las rocas obtenidas de la cartografía de la estructura. Nuestras estimaciones del GSI de la masa de roca oscilan de entre 45 y 60, y estimamos un valor típico para la masa de roca igual a 50-55. Se muestra la ubicación de cada estudio de los perfiles geológicos lineales donde estimamos el GSI en la Figura 3.9 y una descripción y fotografía de la masa de roca para cada ubicación se muestra en el Apéndice D.

El GSI estimado es algo mayor que la RMR debido a que el estudio de los perfiles geológicos lineales fue realizado en ubicaciones donde era posible recopilar datos de orientación de diaclasa. No medimos las diaclasas en masas de roca altamente fracturadas cuando no estén bien desarrolladas. La roca en estas ubicaciones típicamente tenían un GSI más bajo.

3.3.5 Pruebas de Laboratorio

Las pruebas de laboratorio realizadas para este estudio consistieron de pruebas UCS e índice de suelo realizados para muestras de materiales similares al suelo. Las pruebas fueron realizadas por Technilab



S.A. (Technilab) un laboratorio de pruebas de roca y suelo ubicado en la Ciudad de Panamá. Se proporcionan los resultados de las pruebas en el Apéndice E.

3.3.5.1 Resistencia Compresiva No Confinada

Recolectamos muestras de bloque del corte de roca en el área del tajo La Pava para proporcionar material para las pruebas UCS. Cada bloque fue recortado en la instalación de almacenamiento de núcleos en la Minera Cerro Quema; los geólogos del Proyecto identificaron la alteración de los fragmentos recortados. Los bloques fueron luego enviados a Technilab, donde dos especímenes de prueba UCS fueron perforados en cada bloque. Todos los especímenes tuvieron un diámetro de 4.5 cm y una proporción de longitud al diámetro de dos. Se listan los resultados de las pruebas UCS en la Tabla 3.14. Technilab indicó que los especímenes CQ-LP-01 (Especimen ID - 1) y CQ-LP-10 (Especimen ID-2) fallaron a lo largo de estructuras pre-existentes. Esto concuerda con nuestra evaluación de las fotografías y los especímenes de prueba. Se obtuvieron todas las muestras listadas en la Tabla 3.14 de la zona oxidada.

Tabla 3.14: Resistencia de Compresión No Confinada de Especímenes de Núcleos de Roca Intacta

Tajo	Identificación de la Muestra	Identificación del Espécimen	Densidad (g/cm ³)	Esfuerzo al Fallar (MPa)	Alteración
La Pava	CQ-LP-01	1	2.52	22.85	Sílice
		2	2.50	40.41	Sílice
La Pava	CQ-LP-06	1	2.41	9.96	Sílice
		2	2.38	5.57	Sílice
La Pava	CQ-LP-09	1	2.45	12.45	Sílice-Arcilla
		2	2.49	16.95	Sílice-Arcilla
La Pava	CQ-LP-11	1	2.48	11.58	Sílice-Arcilla
		2	2.48	7.30	Sílice-Arcilla
Quema-Quemita	CQ-QQ-1	1	2.47	7.31	Sílice
		2	2.46	7.94	Sílice
La Pava	CQ-LP-10	1	2.52	30.53	Sílice-Arcilla
		2	2.52	9.54	Sílice-Arcilla

$$\text{Promedio} = \boxed{15.00}$$

Notas: Los resultados de los especímenes que fallaron a lo largo de las estructuras pre-existentes se muestran en *italica* y están excluidos del cálculo de promedio

Los resultados de estas pruebas son consistentes con las pruebas realizadas por Knight Piésold (1994) ya que ambos conjuntos de datos indican que la roca probada puede ser clasificada como roca Débil a Mediana Fuerte ($5.0 \text{ MPa} < \text{UCS} < 25 \text{ MPa}$).



3.3.5.2 Gravedad Específada

Technilab midió la gravedad específica de cada espécimen UCS y se resumen los resultados de estas pruebas en la Tabla 3.15. Knight Piésold (1994) también midió la gravedad específica de cada muestra UCS listada en la Tabla 3.1, y Pershimco proporcionó una base de datos de medidas específicas de gravedad de muestras de rocas recolectadas de los barrenos de exploración. Se presenta un resumen de todos los tres conjuntos de datos en la Tabla 3.15.

Tabla 3.15: Resumen de las Medidas Específicas de Gravedad

Fuente	Tipo de Material	Número de Especímenes	Mínimo	Promedio	Máximo	Desvío Estándar
Golder ¹	Óxido	12	2.38	2.47	2.52	0.04
Knight Piesold ²	Óxido	21	1.18	2.04	2.85	0.40
	Sulfuro	1	-	2.57	-	-
Pershimco ^{3,4}	Óxido	476	1.94	2.34	3.12	0.15
	Sulfuro	3,566	1.07	2.71	4.64	0.14

- Notas:
1. Gravedad específica reportada como un contenido de humedad como recibido
 2. Base de las mediciones de gravedad específica (como recibidas o secas) no reportada
 3. Los dos valores de gravedad específica de Pershimco se asumieron errores y fueron removidos de los cálculos
 4. Gravedad específica reportada para una base seca

La variación en mediciones específicas de gravedad entre el material de óxido y el material de sulfuro es consistente con las observaciones de los dos tipos de materiales; la matriz de la roca óxido es típicamente cavernoso con huecos observables en el núcleo de la roca; el material de sulfuro parece menos poroso y tiene menos huecos que resultaría en una gravedad específica más baja.

3.3.5.3 Pruebas de Corte Directo de Diaclasas Naturales

No se realizaron pruebas de resistencia al corte directo como parte de este estudio. Con la ausencia de resultados de pruebas de resistencia al corte directo, nosotros estimamos el ángulo de fricción al observar las características de rugosidad, la naturaleza del relleno, y tipo de roca. La Tabla 3.13 indica que las diaclasas típicas son onduladas, apretadas a parcialmente abiertas, no tienen relleno, y son ásperas. Las diaclasas ásperas en dacita silicificada Media Fuerte (R3, 25 < UCS <50 MPa) típicamente tendrían un ángulo de fricción que oscila alrededor de los 30 a 40 grados (Wyllie and Mah, 2004).

3.3.5.4 Pruebas Índice de Suelo en Gubia de Falla

Las pruebas índice de suelo fueron realizadas para dos muestras representativas de gubia de falla recolectadas en el área del tajo La Pava. Una muestra fue recogida del barreno de exploración PDH12-036 a una profundidad de 71.3 – 71.5 m y la otra muestra fue recogida de la cara de los cortes del banco en el área de La Pava. Se muestran los resultados de estas pruebas en la Tabla 3.15.

**Tabla 3.16: Resultados de Pruebas Índice**

Identificación de Muestra	Profundidad (m)	Límites Atterberg ¹			Distribución de Tamaño de Grano ²			Clasificación USCS
		LL	PL	PI	% Grava	% Arena	% Finos	
CQ-LP-08	-	33	24	9	11	38	51	ML
PDH12-036	71.3 - 71.5	NP	NP	NP	44	34	21	GM

Notas: 1. LL = límite líquido, PL = límite plástico, PI = índice de plasticidad (LL-PL), NP = No plástico

2. Grava se define como el porcentaje de material retenido por la malla #4, arena es el porcentaje de material retenido por la malla #200 meno grava, y finos son el porcentaje de material que pasa por la malla #200

La Muestra PDH12-036 fue clasificada como Grava Limosa con arena, y Muestra CQ-LP-08 fue clasificada como Limo Arenoso. Los resultados de estas pruebas indican que la gubia típica de falla en el área de La Pava consta de arena limosa y grava y limo de bajo plasticidad.



4.0 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA

La caracterización geotécnica del área de proyecto incluye definir dominios estructurales y la selección de unidades geotécnicas. La selección de los dominios estructurales consta en graficar las proyecciones estereográficas de las orientaciones de diaclasas y fallas, y combinar las áreas donde los datos indican que estas estructuras tienen orientaciones similares.

Para este estudio, nosotros definimos los suelos y unidades de masa de roca y designamos las unidades geológicas con base en sus características físicas y estructurales. Las unidades geológicas pueden ser compuestas de unidades geológicas individuales o combinaciones de unidades geológicas que se pueden agrupar juntas porque tienen propiedades ingenieriles similares. Alternativamente, las unidades geotécnicas pueden ser subdivisiones de unidades geológicas si las características mecánicas y estructurales dentro de las unidades son diferentes. Se utilizaron las condiciones del sitio y los datos disponibles descritos en las secciones 2.0 y 3.0 de este reporte para definir las unidades geológicas y una caracterización total del suelo y masa de roca.

4.1 Caracterización de Estructura de la Roca

4.1.1 *Estructuras Principales*

Se muestra una proyección estereográfica mostrando la orientación de las fallas a la escala del tajo en el modelo estructural de Pershimco en la Figura 3.3. Las fallas en el modelo estructural del área La Pava típicamente tienen dirección hacia el noreste y noroeste y de buzamiento inclinado. El modelo estructural para el área Quema-Quemita incluye el conjunto de fallas de dirección noreste que han sido modeladas para el área La Pava, pero no incluye el conjunto de dirección noreste. En el área Quema-Quemita también hay dos fallas que son modeladas (falla W y X mostradas en la Figura 2.4) que tienen buzamiento a aproximadamente 60 grados hacia el norte.

Con base en la observación de las falla en los frentes de corte de roca en el área La Pava, los barrenos que revisamos, y las pruebas de laboratorio realizada para la gubia de falla (Tabla 3.15), las fallas en dacita oxidada típicamente contienen un relleno que consta de arcilla magra a arena y grava. La Fotografía 18 muestra una falla en el corte de roca dentro del área del tajo La Pava.

4.1.2 *Fábrica de la Roca (Estructuras Menores)*

Las discontinuidades a escala pequeña tales como las fallas, los cortes, y diaclasas que ocurren en toda la masa de roca y es impráctico tratarlas como estructuras individuales así que en los análisis de estabilidad de talud se refieren como fábrica de la roca.

Las proyecciones estereográficas contorneadas de los datos de orientación de las diaclasas recolectados en el área La Pava y mostradas en la Figura 3.10 indican dos conjuntos de diaclasas bien definidos,



designados J1 y J2, y un conjunto menos bien-definido designado como J3. La dirección de las diaclasas es parecido a la dirección de la fallas en el modelo estructural de Pershimco y se muestra en la Figura 3.3. La mayoría de las diaclasas incluyendo el conjunto J1 y J2 tienen buzamientos inclinados, mayores que aproximadamente los 60 grados. Hay una concentración pequeña de diaclasas que buza al norte entre el 20 y 30 grados; sin embargo, la cantidad de diaclasas que definen este conjunto es pequeña así que el conjunto no está tan bien definido en la proyección estereográfica como los conjuntos con dirección noreste (J1) y noroeste (J2). La Tabla 4.1 muestra los conjuntos que hemos definido.

Tabla 4.1: Conjuntos Estructurales en el Área de La Pava

Designación	Buzamiento (grados)		Buzamiento - Azimut (grados)	
	Típico	Rango	Típico	Rango
J1 ¹	78	60 a 90	053	025 to 080
				205 to 260
J2 ¹	78	60 a 90	315	300 to 330
				120 to 150
J3	25	15 a 35	021	340 to 050
				-

Notas: 1. Las diaclasas individuales en conjuntos ocurren en lados opuestos de la proyección estereográfica.

Se recolectaron pocos datos de diaclasas en el área de Quema-Quemita (Figura 3.11) debido a la falta de afloramientos adecuados; sin embargo, las orientaciones de diaclasas generalmente están dentro de los conjuntos identificados en el área La Pava.

4.1.3 Dominios Estructurales

Para la selección de los ángulos de la cara de los bancos de diseño, es útil dividir el área del tajo en dominios estructurales. Los dominios estructurales son áreas del tajo o áreas del proyecto con límites distintos que son caracterizados por una fábrica estructural reconocible (orientación típica) que claramente la diferencia de sus vecinos (Read and Stacey, 2009). Para el Proyecto Cerro Quema, las unidades litográficas en ambas áreas de la Quema-Quemita y La Pava son de la misma edad y origen y hubieran sido sometidas a fuerzas tectónicas similares. Es más probable que los dominios estructurales sean definidos por fallas regionales o fallas de la escala del proyecto que dividen la roca en bloques estructurales separados. La Figura 2.1 muestra que no hay fallas a escala regional que están entre las áreas de Quema-Quemita y La Pava que se encuentran dentro un solo dominio estructural con respecto a las diaclasas y las fallas de escala pequeña. Mientras la cantidad de orientaciones estructurales es pequeña, como es mostrada en las Figuras 3.3 y 3.10, los datos disponibles apoyan el supuesto que toda el área del proyecto está dentro un dominio estructural.



4.2 Propiedades de la Roca de Masa

La masa de roca consta de material de roca intacta y las diaclasas que la dividen en bloques y fragmentos discretos.

4.2.1 Resistencia de la Roca Intacta

Los resultados de las pruebas UCS realizadas por ambos Golder y Knight Piésold indican que la roca intacta oscila de entre Débil (R2, $5 \text{ MPa} < \text{UCS} < 25 \text{ MPa}$) a Media Fuerte (R3, $25 \text{ MPa} < \text{UCS} < 50 \text{ MPa}$), pero los valores promedios indican que es una roca Débil.

Los resultados de las pruebas de carga puntual (Tablas 3.7 y 3.8) indican que la resistencia de la roca intacta puede ser algo mayor que lo que se indica en las pruebas UCS; sin embargo, debido a que ninguna prueba correspondiente de UCS y carga puntual está disponible para especímenes de núcleo similares, la correlación entre resistencia de carga puntual y UCS no es bien definida. Hasta que los datos estén disponibles para correlacionar la UCS con la resistencia de carga puntual, no se debe confiar en la resistencia de carga puntual para la estimación de la UCS de roca intacta para el análisis de estabilidad de talud del tajo. La resistencia de carga puntual puede ser utilizada para evaluar la resistencia relativa de la roca intacta encima de y debajo del límite de oxidación. Las pruebas de carga puntual que muestran la resistencia de la roca intacta para ambas encima de y debajo del límite de oxidación son aproximadamente las mismas (Tabla 3.7).

4.2.2 Calidad de Roca

Los gráficos del fondo del barreno de RQD en la Figura 3.5 a la 3.8 indican que la Calidad de Roca típicamente oscila de entre Muy Pobre ($0 < \text{RQD} < 25$ por ciento) a Pobre ($25 < \text{RQD} < 50$ por ciento) para la clasificación de Deere (Tabla 3.3). La Tabla 3.4 indica que el valor promedio de RQD está arriba del 26 por ciento del límite de óxido, mientras el valor promedio de RQD es de 37 por ciento por debajo del límite de óxido. La RQD mayor medida en núcleo obtenida debajo del límite de óxido puede indicar que la roca debajo del límite de oxidación está menos fracturada que la masa de roca arriba del límite.

Salvo los 40 m superiores del barreno PDH-12—27, los diagramas de los fondos de barrenos de RQD (Figura 3.5 a 3.8) no indican zonas significativas de baja o alta RQD. La zona de baja RQD de entre 0 y 40 m en el barreno PDH12-027 es debida a la recuperación deficiente de los núcleos. La recuperación de los núcleos fue de aproximadamente el 20 por ciento en este intervalo.

4.2.3 Calidad de la Masa de Roca

Como se muestra en las Figuras 3.5 a 3.8 y en la Tabla 3.11, nuestro registro geotécnico de los núcleos indica que la Calidad de Masa de Roca oscila entre Pobre ($20 < \text{RMR}_{76} < 40$) a Adecuada ($40 < \text{RMR}_{76} < 60$). Los valores promedios RMR_{76} de 42 y 44 encima y debajo del límite de oxidación respectivamente indican que la masa de roca se clasifica como Adecuada. Parecido a los diagramas de RQD del fondo



de barreno, los diagramas RMR₇₆ del fondo de barreno no indican intervalos muy largos de núcleo que constan de calidad masa de roca Pobre o Adecuada, sino más bien la calidad de masa de roca varía entre Pobre y Adecuada para todos los núcleos.

4.3 Condiciones de la Roca en Cortes de Roca

Se muestra el rango de condiciones de la roca en el corte de roca de La Pava en las Fotografías 19 y 20. La fotografía 19 muestra una masa de roca que consta de roca intensamente fracturada con una roca intacta que se clasifica como Débil (R2, 5 MPa < UCS < 25 MPa). Con base en la Figura 3.12, la masa de roca podría ser clasificada como masa de roca de Fractura en Bloques/Perturbado/Estrato con condiciones adecuadas de la superficie con una correspondiente GSI que oscila de entre alrededor de 30 a 40. La Fotografía 20 muestra una masa de roca que está formada por diaclasas ásperas con un ancho de espaciamiento que forman una masa de roca de Fractura en Bloques a Muy Fracturada en Bloques con diaclasas con superficie de calidad Buena que corresponde al GSI que oscila de alrededor de 50 a 60. Estos valores de GSI corresponden aproximadamente al RMR₇₆ de los registros geotécnicos del núcleo y proporcionan una verificación de las clasificaciones RMR₇₆ asignamos al núcleo de exploración.

Se muestra la condición de los bancos existentes en la Fotografía 21. Generalmente, los bancos están intactos a lo largo de todos los cortes de roca con crestas bien definidas y era posible caminar en los bancos a distancias considerables. El corte de roca en La Pava fue excavado hace casi 20 años y a pesar de la precipitación alta en el área, los bancos no están altamente erosionados y no están llenos con escombros. La única falla del banco significativa en la pendiente se muestra en la Fotografía 22. La causa de la falla no ha sido determinada con seguridad y mientras parece ser una falla de cuña, es más probable que sea una característica de la erosión donde el material suave altamente fracturado se erosionó de la pendiente. Las caras de los bancos pueden haber sido excavadas mecánicamente o cortadas por extracción y demolidas ya que hay algunos signos de daño de voladura. Este corte sugiere que al usar voladura controlada y escalamiento cuidadoso de bancos, sería posible formar caras de bancos inclinadas en los taludes del tajo.

4.4 Unidades Geotécnicas

Las unidades geotécnicas constan de:

- Saprolita
- Lecho de Roca Oxidado
- Lecho de Roca No Oxidado

La saprolita es de solamente algunos metros de grueso y consta de arcilla rígida a muy rígida y limo. En las áreas de Quema-Quemita, la saprolita puede estar tapada con una capa de suelo laterítico que consta de grava cementada de óxido de hierro, guijarros y cantos rodados. Los taludes con alturas



significativas no serán desarrollados en la saprolita. Los suelos saprolíticos ocurren principalmente en las cimas de las montañas y áreas planas y parece adelgazarse en los taludes inclinados. Conforme los taludes de los tajos intersecten las laderas inclinadas, la saprolita no formará taludes de altura significante.

El Lecho de Roca Oxidado consta de dacita alterada que ocurre sobre el límite de la oxidación. Los taludes del tajo serán desarrollados mayormente en dacita que ha sido intensamente silicificada. Estas rocas constan de roca Débil ($5 \text{ MPa} < \text{Resistencia a compresión no confinada (UCS)} < 25 \text{ MPa}$) a roca Fuerte ($25 \text{ MPa} < \text{UCS} < 50 \text{ MPa}$) con una Calidad de Roca Muy Pobre (0 por ciento < Designación de Calidad de Roca (RQD) < 25 por ciento) a Pobre (25 por ciento < RQD < 50 por ciento). El promedio RQD del 26 por ciento de la exploración de barrenos clasifica la roca como de Calidad Pobre e indica que la roca está altamente fracturada. El promedio de la Clasificación de Masa de Roca (RMR₇₆) es de 42, lo que clasifica la roca como de Calidad de Roca de Masa adecuado ($41 < \text{RMR}_{76} < 60$).

El Lecho de Roca No Oxidado consta de dacita que ocurre debajo del límite de la oxidación y contiene mineralización de sulfuro. La resistencia del lecho de roca no oxidado es parecida a la del Lecho de Roca Oxidado; sin embargo, su apariencia es muy distinta y las medidas RQD realizadas por el núcleo de exploración indican que podría estar menos fracturado. Con base en el valor promedio del RQD del 37 por ciento, se clasifica como de Calidad de Roca Pobre ($25 < \text{RQD} < 50$ por ciento). El RMR₇₆ promedio es de 44 así que se clasifica como de Calidad de Masa de Roca Adecuado ($41 < \text{RMR}_{76} < 60$).

4.5 Hidrogeología

Debido a que ninguna medida del nivel freático de agua está disponible en las áreas de La Pava y Quema-Quemita, las condiciones hidrogeológicas en los pozos del tajo están inferidas de las condiciones geológicas. Las mediciones del nivel freático del agua en los barrenos RC reportados por Knight-Piésold indican que se podría encontrar el agua a profundidades que oscilan de entre 3 a 130 m debajo de la superficie del suelo. Las indicaciones del agua a pocas profundidades pueden ser acuíferos perchados en la saprolita o pueden haber sido de agua superficial fluyendo en los barrenos. No observamos manantiales o filtraciones en la base del corte de roca de 30 m de altura mostrado en la Fotografía 17 y en el área de La Pava, a pesar del hecho de que estas observaciones fueron realizadas al final de la temporada de lluvias (Tabla 2.1).

Pershimco completó estudios de Polarización Inducida (IP) en La Pava y Quema-Quemita, y proporcionó pseudo-secciones mostrando la resistividad a través de las áreas de La Pava y Quema-Quemita. Las zonas de baja resistividad pueden indicar suelo y roca con un contenido alto en humedad o una capa saturada. Una capa poco profunda de baja resistividad que podría indicar la presencia de agua subterránea poco profunda o suelo y roca con un contenido muy alto en humedad fueron identificados en los flancos de las laderas donde se van a excavar los tajos La Pava y Quema-Quemita. Esta capa es



generalmente de entre 20 a 50 metros debajo de la superficie del suelo. Se proporcionan las secciones geológicas y las indicaciones de la base del contenido de la alta humedad inferida o la capa saturada en el Apéndice F. Esta superficie no se extiende a las áreas de los tajos.

El límite de oxidación también puede ser una indicación de la profundidad del agua subterránea ya que las zonas de oxidación se desarrollan por arriba del nivel freático del agua histórico. Como se muestra en las Figuras 3.1 y 3.2, los taludes de los tajos intersectarían las pendientes existentes naturales inclinadas que están muy por encima de las corrientes del valle, así que no esperamos infiltración de las aguas superficiales en los taludes del tajo. Nuestra experiencia con masas de roca similares que también son altamente fracturadas tales como las que existen en Cerro Quema indican que el agua atrapada en las fallas y las diaclasas drenan conforme el tajo es desarrollado.

La evidencia indirecta con base en la geología, los estudios de IP y la topografía de las áreas de los tajos surgieren que las presiones altas de poro son poco probables de encontrarse o que se desarrollen en los taludes de los tajos. Debido a que no hay mediciones directas para verificar la presencia o ausencia de agua subterráneas en los taludes del tajo, asumimos un rango de condiciones posibles de agua subterránea en nuestro análisis de talud del tajo para evaluar si la estabilidad es sensible a aguas subterráneas.



5.0 ANÁLISIS INGENIERÍA

Las recomendaciones de diseño para el talud del tajo son apoyadas por los análisis de estabilidad. Estos análisis completados incluyen:

- Análisis de cinemática para evaluar el potencial para el desarrollo del corte del plano del banco y el plano de cizalla a escala de la inter-rampa y fallas de cuña en la roca
- Análisis de límite de equilibrio para evaluar el potencial del desarrollo de inestabilidad de talud totales en los taludes debido a la sobrecarga del lecho de roca

5.1 Análisis de Cinemática

La estabilidad del talud en roca competente puede ser controlada por estructuras, o combinaciones de estructuras que definen los modos de falla cinemática. La falla involucra el movimiento de bloques intactos a lo largo de una o más discontinuidades, típicamente de modo plano, cuña, derrumbe o una combinación de estos modos. La estabilidad con respecto a estos modos de falla es una función de la orientación de la cara del talud, orientación de la discontinuidad y resistencia al corte, condiciones de las aguas subterráneas, y fuerzas externas desestabilizadoras.

Como una primera aproximación, el potencial de modos de falla cinemáticas puede ser evaluada usando proyecciones estereográficas para analizar las orientaciones de discontinuidad. Si los análisis con base en las proyecciones estereográficas muestran el potencial de modos de falla plana o de cuña, los métodos del límite de equilibrio pueden ser usados para calcular un factor de seguridad (FOS) para expresar el nivel de estabilidad en el talud.

Para este estudio, el potencial de modos de falla cinemática fue evaluado con base principalmente en las proyecciones estereográficas, resistencia de discontinuidad de la roca y la orientación del talud de tajo. Este análisis simple se justifica cuando las orientaciones de discontinuidad en el lecho de roca son típicamente más inclinadas que los ángulos logrables para la cara del banco, una condición que es favorable para la estabilidad.

5.1.1 *Estabilidad Estructural a Gran Escala de las Inter-rampas y Talud Total*

Con base en nuestra revisión del modelo estructural de Pershimco (Figuras 2.2 y 2.4), las fallas principales no intersectan los tajos La Pava y Quema-Quemita a orientaciones que son probables de crear fallas planas o de cuña que sean estructuralmente controladas. Se muestran la orientaciones de las falla en los tajos La Pava y Quema-Quemita en la Figura 3.3. Todas las fallas en La Pava son más inclinadas que los 80 grados. La línea de intersección entre cualquiera de las dos fallas es mayor que de alrededor de 75 grados. En los tajos Quema-Quemita, las fallas W y X buzan hacia el tajo, pero sus buzamientos (aproximadamente de 60 grados) son demasiado inclinados para resultar en una falla tipo de plano de cizalla.



5.1.2 Estabilidad del Talud de Banco

En el lecho de roca la estabilidad de los taludes de banco puede ser controlada por la orientación de las discontinuidades en la masa de roca. La orientación de la fábrica de la roca en el Proyecto Cerro Quema indica que las diaclasas y fallas de pequeña escala buzan abruptamente, típicamente más del 60 por ciento hacia el noreste, noroeste, suroeste y sureste. Estas diaclasas y fallas generalmente corresponden a los conjuntos de diaclasas medias que se definen como J1, J2, y J3 mostradas en la Tabla 4.1 y la Figura 5.2.

En vista de las inclinaciones inclinadas de las diaclasas, los ángulos alcanzables para las caras del banco y la inclinación de las inter-rampas serán controladas por prácticas de operación, en particular la voladura. Nuestro análisis de los taludes de los bancos supone que la masa de roca estará drenada. Durante nuestras visitas, no vimos filtraciones de agua en las diaclasas ni en las fallas expuestas de las caras de banco en el corte de roca en el tajo la Pava a pesar de que era el tiempo más húmedo del año. Esto es una indicación de que la masa de roca es suficientemente fracturada para drenarse conforme se desarrolle el tajo.

5.1.2.1 Fallas Planas

Las fallas planas pueden ocurrir cuando las diaclasas individuales buzan hacia el tajo a ángulos menores que la cara del banco y son suficiente mayores para superar la resistencia a fricción. Los conjuntos de diaclasas J1 y J2 son demasiado inclinados para formar fallas de plano de cizalla o combinada para formar fallas de cuña sobre el rango típico de ángulos en la cara del banco (de aproximadamente 60 a 70 grados) que son probablemente alcanzables en la roca altamente fracturada. Mientras las diaclasas del conjunto J3 buzan fuera de las caras del banco, buzan menos que el ángulo de fricción de las diaclasas, por eso no es probable que formarán fallas de plano de cizalla de gran escala en los bancos, siempre que se realice la voladura de los bancos cuidadosamente. La Figura 5.1 muestra que las diaclasas aisladas que no se identificaron como parte de cualquier conjunto sistemático buzan a ángulos moderados (30 a 60 grados) en todas las direcciones. Donde estas diaclasas buzan fuera de la cara del banco, podrían formar fallas de plano de cizalla; sin embargo, solo el 19 por ciento de las diaclasas medidas tienen buzamiento de entre 30 a 60 grados, así que estas diaclasas no son tan numerosas o sistemáticas que se deben reducir los ángulos de talud para eliminar todas las fallas de plano de cizalla, ya que esto resultaría en taludes muy planos. Adicionalmente, las diaclasas aisladas típicamente tienen baja persistencia, así que una falla de plano de cizalla no reduciría enormemente el ancho de los bancos de contención. El impacto poco frecuente de fallas de talud del banco puede ser remediado mediante controles operacionales.



5.1.2.2 Fallas de Cuña

Las fallas de cuña pueden ocurrir cuando dos estructuras planas se intersectan para formar una cuña y la línea de intersección entre las dos estructuras buza hacia el tajo y sobresale en la cara del banco. Se evaluó el potencial de falla de cuña para identificar cada conjunto como se muestra en la Figura 5.2 y para evaluar la orientación de la intersección de estos conjuntos mostrados en la Tabla 5.1. El conjunto de diaclasas J1 forma dos concentraciones de diaclasas mostradas en las proyecciones estereográficas en la Figura 3.10, así que para este análisis evaluamos su impacto en la estabilidad del banco al considerar la orientación de ambas concentraciones mayores (J1a and J1b).

Tabla 5.1: Línea de Intersección de los Planos Fijos de Diaclasas Medias

Conjunto de Intersección	Buzamiento (grados)	Dirección de Azimut (grados)
J1a y J1b	78	075
J1a y J2	78	355
J1b y J2	66	022
J2 y J3	22	040
J1b y J3	20	354

Nota: La diaclasa individual en conjunto J1 ocurre en lados opuestos de la proyección estereográfica.

Debido a que el perfil geológico lineal de los conjuntos de diaclasa es generalmente hacia el noreste, se diagramó un envolvente de plano de talud que se encuentra con la luz para una pendiente con dirección de buzamiento de 010 y 060 grados para evaluar el rango de azimuts de talud más probables a ser afectados por la inestabilidad de cuña. La línea de intersección entre los conjuntos de diaclasa J1a, J1b y J2 es inclinado y no ilumina en las caras de banco suponiendo que las caras de banco están cortadas con un grado mayor que de 66 en cualquier sector del tajo.

Las cuñas formadas por la intersección de una diaclasa con la orientación promedio del conjunto J3 con las diaclasas con la orientación promedio de los conjuntos J1b y J2 iluminan en los bancos orientados hacia el norte; sin embargo, el buzamiento es menor que el ángulo de fricción de las diaclasas. Como se muestra en la Figura 5.2, la intersección de cuña para estas cuñas cae dentro de una zona para el cual el deslizamiento a lo largo de la intersección no es probable que ocurra si el talud está drenado. Adicionalmente, las diaclasas típicamente tienen una persistencia baja, así que las fallas de cuña, si es que ocurren, generalmente serían limitadas a fallas a escala de los bancos que son demasiado pequeños para reducir en gran medida el ancho de los bancos de contención.

5.1.2.3 Fallas por Derrumbe

Las fallas por derrumbe pueden ocurrir donde las discontinuidades casi verticales buzan hacia el talud del tajo. En Cerro Quema, hay una concentración muy alta de diaclasas verticales; sin embargo, la dispersión de las diaclasas alrededor de las orientaciones medias sugiere que no es probable que estas



diaclasas formaran unos conjuntos de poco espaciamiento y de buzamiento uniforme que se requiere para que este modo de falla ocurriera sobre áreas extensivas del tajo.

5.2 Análisis de Límite de Equilibrio

El peso del suelo y roca en los taludes del tajo crea esfuerzos de corte dentro de estos taludes. La presión de poro en el talud reduce la resistencia efectiva al corte disponible para la masa de roca. Si los esfuerzos son mayores que la resistencia al corte efectivo sobre zonas largas dentro del talud, el talud del tajo se convertirá en inestable. Se evaluó la probabilidad de inestabilidad del talud del tajo debido al corte a través del suelo y masa de roca que comprenden los taludes del tajo para realizar una análisis de estabilidad de talud de equilibrio limitado usando el Método de las Rebanadas de Spencer (Spencer, 1967) implementado en el programa de computación Slide 6.0 (Rocscience, 2010). El método de Spencer es un método “exacto” que satisface ambas fuerzas horizontal y vertical y el equilibrio del momento. Proporciona un factor de seguridad calculado que es comparable a los valores calculados por otros métodos “exactos.” Los algoritmos programados dentro del programa Slide generan superficies de talud de prueba e identifican la superficie con un factor de seguridad más bajo (superficie crítica).

Para evaluar la estabilidad de talud por métodos de equilibrio límite, se calcula un FOS que representa la relación de la resistencia a lo largo de la superficie de deslizamiento (movilizado a través de la resistencia del suelo o masa de roca) sobre las fuerzas motrices que desestabilizan la masa de deslizamiento en las superficies de prueba a través del suelo o masa de roca. Se calcula el FOS de cada superficie de prueba y el FOS mínimo proporciona una indicación del nivel de estabilidad de talud. Si los mínimos aceptables factores de seguridad típicos para minas de tajo abierto son alrededor de 1.2 a 1.3 para los taludes generales donde las consecuencias de falla son bajas, y son de hasta el 1.5 para taludes que contienen instalaciones críticas y rampas de acceso (Read and Stacey, 2009).

5.2.1 Criterios de Fallas Generalizados de Hoek-Brown

Es inapropiado usar los resultados de pruebas del laboratorio a pequeña escala de la roca intacta para estimar directamente la resistencia al corte de masas de roca que contienen fracturas. Los defectos en la masa de roca reducen la resistencia al corte a un valor menor que la resistencia al corte de la roca intacta obtenido por UCS y pruebas triaxiales de muestras de núcleo de roca. Las estimaciones más confiables de la resistencia al corte de masa de roca se obtienen de análisis pasados de los taludes que fallaron y las estimaciones fiables de los límites inferiores pueden ser obtenidas por los análisis del pasado de taludes estables. A veces se pueden conducir las pruebas in-situ para volúmenes representativos de masa de roca, pero las pruebas in-situ de alta calidad son caras y por lo general no se justifican a menos que el impacto de la falla de talud es grande. Si no hay fallas de talud comparables en las masas de roca parecidas, se puede estimar la resistencia al corte de la masa de roca mediante el uso de criterios de resistencia al corte de masa de roca empírico. Para este estudio, estimamos la



resistencia al corte de masa de roca con base en el método desarrollado inicialmente por Hoek and Brown (1980) y subsecuentemente modificado con base en la experiencia (Hoek and Brown, 1988; Hoek et. al., 2002).

El criterio de resistencia de roca de masa de Hoek-Brown es el método más aceptado para estimar la resistencia al corte de masa de roca en masas de rocas compuestas de roca quebradiza y fracturada. El criterio de resistencia de roca de masa de Hoek y Brown se basa en los resultados empíricos y utilizan el sistema de clasificación RMR desarrollado por Bieniawski (1976).

El criterio generalizado de Hoek-Brown (Hoek, et al., 2002) define la relación entre el esfuerzo principal importante y esfuerzo principal menor a fallar con base en la ecuación a continuación:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

donde:

σ'_1 = el esfuerzo principal mayor efectivo en el momento de la fractura

σ'_3 = el esfuerzo principal menor efectivo (esfuerzo confinar)

m_b, s, a = Constantes del material Hoek-Brown para masa de roca de diaclasas

σ_{ci} = la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta

Los valores de m y s varían con la calidad de masa de roca y el tipo de roca, con los límites superiores del rango de valores definidos por m y s por la roca intacta (es decir, muestras de núcleo intacto). Se puede usar los datos de pruebas de resistencia compresiva triaxial para determinar el valor de m de roca intacta (denominado m_i); alternativamente, los datos publicados pueden usarse si los datos de pruebas triaxial no son disponibles. El valor de s por roca intacta es 1.

Dado los valores de m_i y s por roca intacta, los parámetros m y s para la masa de roca quebrada se calculan con base en los siguientes ecuaciones (Hoek et al., 2002); en efecto, estas ecuaciones reducen el valor de m y s de los valores de roca intacta con base en la calidad de masa de roca, como es indicado de la RMR₇₆ medida. También se aplica un factor de alteración que se refiere a los efectos de voladura/excavación y al alivio del estrés en la integridad de la roca de masa:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{RMR_{76} - 100}{28 - 14D} \right)$$

$$s = \exp \left(\frac{RMR_{76} - 100}{9 - 3D} \right)$$

donde D es un factor que depende del grado de alteración que la masa de roca ha sido sometido a los daños de voladura y relajación de estrés. D varía desde 0 para roca no alterada a 1 para roca alterada.



Hoek et al. (2002) proporcionan la siguiente expresión para determinar un valor de contante α que es una función de RMR₇₆:

$$\alpha = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left[\exp\left(\frac{-RMR_{76}}{15}\right) - \exp\left(\frac{-20}{3}\right) \right]$$

Dado la incertidumbre en los resultados del análisis de estabilidad de talud con base en las estimaciones de resistencia al corte de masa de roca, el uso apropiado de tal análisis no es necesariamente una herramienta de diseño para seleccionar una altura apropiada y un ángulo del talud con base en los factores de seguridad, sino más bien es una base de estimaciones semi-cuantativas de que la probabilidad que la resistencia al corte de la masa de roca es un factor de control en el diseño del talud. Si los análisis de estabilidad usando supuestos conservadores indican factores de seguridad razonables, nuestra experiencia sugiere que es poco probable que la falla de roca de masa a ser un factor de control. Si se calculan factores de seguridad inaceptables, una evaluación adicional del potencial de, y los impactos de, se requerirá una falla de roca de masa. Estas evaluaciones podrían incluir una evaluación del impacto de taludes inestables sobre los planos de minería y la incorporación de elementos de diseño y prácticas de operación para reducir el impacto de mecanismos de fallas potenciales de masa de roca. Estas también pueden incluir estudios de ingeniería adicionales y pruebas de laboratorio dependiendo del mecanismo de la falla.

5.2.2 Parámetros de Resistencia de Masa de Roca de Diseño de Hoek-Brown

Los criterios de resistencia al corte de Hoek-Brown requieren la estimación de la UCS y constante de material, m_i , de la roca intacta, la calidad de la masa de la roca intacta; la calidad de la masa de roca (RMR₇₆); y una estimación del grado del disturbio de la masa de roca como se define con el parámetro de disturbio, D.

Estimamos que la UCS del Lecho de Roca Oxidada intacta con base en las pruebas del laboratorio proporcionadas en la Tabla 3.14, indica un promedio de UCS de 15 MPa. Los resultados de la pruebas por Knight Piésold en la Tabla 3.1 indican que la roca intacta en ambas áreas de Quema-Quemita y La Pava tiene propiedades similares, así que asumimos un valor UCS similar para ambas áreas. Además, las pruebas de carga puntual indican valores de UCS similares para ambas la roca encima de y debajo del límite de oxidación, y asumimos los mismos valores de UCS para todos los tipos de roca en todas las áreas.

Una constante del material, m_i , puede ser determinado de las pruebas triaxiales de roca intacta; sin embargo, muchas veces estas no son disponibles para un PFS. Hoek y Karzulovic (2000) indican que el valor de m_i para dacita puede oscilar de entre 22 a 28; usamos un promedio m_i de 25 para nuestro análisis.



Asumimos un valor promedio de RMR_{76} de 42 y 44 para el lecho de roca encima de y debajo del límite de oxidación, con base en nuestro registro geotécnico del núcleo cortado. (Tabla 3.12).

Un factor de disturbio, D, de 0.7 fue seleccionado para el uso en nuestro análisis. Este es un valor apropiado para usar D cuando la relajación de esfuerzo ocurre y son formados bancos por voladura controlada. Debido a que la masa de roca en los taludes del tajo consta de roca de cuña entre el tajo y la pendiente existente natural donde hay esfuerzo de bajo confinamiento, puede ocurrir la relajación de esfuerzo. Usando un factor de disturbio, D, de 0.7 añade un grado adicional de moderación en el análisis.

La Tabla 5.2 a continuación proporciona un resumen de los valores UCS, RMR_{76} , m_i , y D usados en las fórmulas de Criterio de Falla de Hoek Brown para obtener los parámetros de resistencia al corte de masa de roca de Hoek-Brown, y los valores m_b , s, y a los que se utilizan en nuestros análisis.

Tabla 5.2: Propiedades de Masa de Roca de Diseño

Unidad Geotécnica	Peso por Unidad	UCS (MPa)	RMR_{76}	Parámetros de Criterio de Falla de Hoek-Brown				
				m_i	D	m_b	s	a
Límite Encima del Óxido	2.30	15	42	25	0.7	1.0326	0.00022	0.5099
Límite Debajo del Óxido	2.66	15	44	25	0.7	1.1525	0.00030	0.5087

Se realizaron unos análisis de estabilidad usando los métodos del límite de equilibrio y las resistencias al corte mostrados en la Tabla 5.2. Las ubicaciones de las secciones que seleccionamos para el análisis se muestran en las Figuras 3.1 y 3.2; estas secciones representan los taludes más inclinados y más altos en cada tajo. Las suposiciones importantes del análisis incluyen:

- Las características de la roca documentadas en los registros geotécnicos de los barrenos y la distribución de la RQD y RMR_{76} mostradas en las Figuras 3.5 a 3.8 son representativas de las condiciones de las mismas unidades geotécnicas que se encontrarán en los taludes del tajo
- Un factor de disturbio de 0.7 aplicado a la resistencia de masa de roca implica que la voladura controlada de buena calidad, será usado cerca de las paredes del tajo para minimizar el disturbio de la masa de roca debido a la voladura

El agua colgada podría ocurrir en los taludes del tajo, pero el alcance y la ubicación del agua colgada no son definidos. La permeabilidad secundaria del lecho de roca debido a las diaclasas y las fracturas abiertas pueden ser lo suficientemente grandes para permitir que el agua contenida en la masa de roca sea drenada libremente; sin embargo, el grado de drenaje es sabido hasta que el tajo sea excavado.

Realizamos un análisis asumiendo las condiciones siguientes para evaluar el efecto del agua subterránea en la estabilidad del talud del tajo:



- Totalmente sin presión – no hay presiones de poro dentro del talud
- Saturación parcial – el talud está saturado con 5 m de la cara del talud y el nivel freático ((superficie freática) es ubicada a aproximadamente 50% de la altura total del talud)

Las Figuras 5.3 a 5.6 muestran la saturación parcial de la configuración de agua subterránea que usamos para el análisis.

Estas dos condiciones probablemente representan las condiciones más favorables (totalmente sin presión) y más desfavorables (saturación parcial). Las presiones reales probablemente serán entre estos dos extremos y pueden variar significativamente a través de los taludes del tajo.

Se muestran los resultados del análisis de estabilidad del talud en las Figuras 5.3 a 5.6 y se resumen en la Tabla 5.3. Se muestran las secciones del tajo que se evaluaron en las Figuras 3.1 a 3.2.

Tabla 5.3: Resumen del Análisis de Estabilidad del Talud de Límite de Equilibrio

Sección	Ángulo Total de Talud (grado)	Factor de Seguridad (FOS)	
		Completamente Drenado	Húmedo ¹
A	40	1.98	1.63
B	40	2.04	1.63
C	40	2.29	1.95
D	40	1.95	1.63

Nota: 1. 50% de la altura del talud está saturado.

Los resultados de estos análisis indican los factores de seguridad que son aceptables para la estabilidad de talud del tajo para los taludes generales en minas de tajo abierto (Read y Stacey, 2009), indicando que no tendríamos que anticipar la inestabilidad del talud debido a la sobrecarga de la masa de roca. Los resultados también indican que el agua subterránea no reduce el factor de seguridad a un nivel menos que aceptable.

5.3 Estabilidad Sísmica de Talud

La necesidad de considerar el efecto de las fuerzas sísmicas en los taludes de tajos abiertos es una cuestión de debate considerable como se documenta en las Pautas para Diseño de Talud de Tajos Abiertos (Read y Stacy, 2009). Mientras que ellos notan que los terremotos han producido deslizamientos pequeños de poca profundidad y caídas de rocas en los tajos abiertos, hay pocos, si es que hay algunos, estudios de caso bien documentados de taludes del tajo compuestos de roca dura donde los terremotos han resultado en una inestabilidad de talud del tajo a una escala que interrumpe las operaciones mineras. Esta experiencia incluye minas ubicadas en áreas de alta actividad sísmica tales como la minas Ok Tedi y Bouganville en Papúa Nueva Guinea, y una mina de tajo abierto en el norte de



Chile, incluyendo la mina Chuquicamata cerca de Antofagasta y la mina de mineral de hierro ubicada a medio camino entre Santiago y Antofagasta. En estas dos últimas minas, los taludes del tajo mayores que de 300 m de altura soportaron terremotos de magnitud 7.0 a una distancia con epicentro de 20 a 30 km que produjeron aceleraciones máximas de suelo horizontal en exceso de 0.25g.

En general, a menos de que las instalaciones permanentes tales como las instalaciones de patio de lixiviación y de proceso o propiedades que no son propiedad de la mina están ubicadas cerca de la cresta del tajo, típicamente no se realizan los análisis de estabilidad sísmica de talud. Se debe considerar lo siguiente para determinar si es o no es apropiado considerar las fuerzas sísmicas para el diseño de talud del tajo:

- La ubicación de instalaciones críticas, la infraestructura o propiedad que no es propiedad de la mina en la cresta del talud del tajo
- Si se rellenará o no el tajo
- El uso de la tierra después de la minería detrás de las crestas del tajo
- La vida operacional de cada tajo

Para el Proyecto Cerro Quema, no hay instalaciones críticas ubicadas cerca de la cresta del tajo. El uso de la tierra después de la minería también no se incluyen las instalaciones construidas que son probables que serán impactadas por inestabilidad de talud del tajo cerca de la cresta del tajo. Adicionalmente, cada tajo tiene una vida operacional relativamente corta, como máximo uno pocos años. Si algunos de los tajos se llenan parcialmente con los desechos de otros tajos, el riesgo de inestabilidad de talud del tajo debido a la sismicidad se reduce adicionalmente. Con base en las consideraciones anteriores, la estabilidad sísmica no es un control en el diseño de talud del tajo.



6.0 DISEÑO DE TALUD

6.1 Estándar de Mantenimiento en el Desarrollo del Talud de Tajo

El diseño de talud de roca para las minas de tajo abierto y las canteras incluye la consideración de ambas la economía minera (la escarpadura y la estabilidad total de los taludes) y la seguridad operacional (particularmente la mitigación de los riegos de caída de rocas). Los factores de diseño que afectan la economía del tajo pueden ser modificados para optimizar las retribuciones financieras. Los factores de diseño relacionados con la seguridad no se pueden comprometer, si para los taludes permanentes o temporales, y los diseños de talud tienen que ser implementados para cumplir con el estándar de mantenimiento en la industria minera para la operación con seguridad debajo de los taludes de roca. Este estándar incluye la incorporación de bancos de contención efectivos en los taludes del tajo.

Los taludes de la mina en roca generalmente son diseños con bancos de contención con el único propósito de proporcionar condiciones de trabajo seguras. Los bancos de contención generalmente no mejoran la estabilidad total del talud. Un talud donde los bancos de contención efectivos no están desarrollados de acuerdo con los diseños no está en cumplimiento con las consideraciones importantes de seguridad del diseño de talud. Esto puede surgir debido a las condiciones geotécnicas que son diferentes a los supuestos para el diseño, o debido a las prácticas de operación, particularmente la voladura, que no alcancen las configuraciones de diseño del banco. En cualquier caso, es importante reconocer el incumplimiento con los criterios desde el principio para que se puedan implementar las modificaciones adecuadas al diseño de talud y/o los procedimientos de operación para mantener un nivel de seguridad adecuado y protección contra la caída de rocas durante el desarrollo continuo del talud.

Cuando los cambios en los procedimientos de operación no puedan producir bancos de contención adecuados, se requieren las modificaciones del diseño al talud. Más comúnmente, esto involucrará la incorporación de un banco pequeño para proporcionar la contención adecuada para cualquier riesgo de caída de roca encima del nivel de operación, y un diseño de talud más plano con bancos de contención más anchos debajo del nivel a lo que se implementarán los cambios de diseño. Esto comúnmente resultaría en la reducción de recuperación de recursos. Una alternativa, donde no hay propiedad ni restricciones geológicas en la cresta del talud, es establecer el talud a un ángulo más plano con bancos de contención desde la parte superior del talud, lo cual resultaría en un aumento en la remoción. Esto es más fácil de realizar en un talud de fases con retrocesos anchos. La estabilización mecánica de los bancos o la restricción de caída de rocas por cercas o bermas pueden ser justificadas localmente en algunos casos, pero raramente son alternativas factibles a mayor escala.

Debido a que los bancos de contención están diseñados para proporcionar condiciones de trabajo seguras por debajo del talud, es igualmente importante desarrollar los bancos de contención efectivos para ambos los taludes de tajo de fase y finales, debido a que los riegos de seguridad son iguales para ambos casos.



Donde el talud final del tajo está diseñado con el supuesto de técnicas de voladura perimetral costosas, puede justificarse evitar estos costos de voladura perimetral para los taludes de fase al aceptar taludes provisionales más planos con configuraciones alternativas de diseño de banco.

Con los diseños de talud conservadores, el riesgo de encontrar condiciones que requieran una modificación al diseño de talud siempre es menor que con diseños de talud más agresivos. Si la minería ha procedido debajo de un área peligrosa, muchas veces hay poca alternativa para re establecer condiciones de trabajo seguras otras que incorporar un banco pequeño en el diseño del talud para proporcionar la contención adicional para la caída de rocas. También puede que sea requerido un banco pequeño si la inestabilidad profundamente arraigada ocurre debido a la falla de masa de roca y la minería continua al mismo ángulo de talud de la inter-rampa resultaría en rampas o taludes con grandes desplazamientos inaceptables.

Con un diseño de talud agresivo, los efectos de un banco pequeño en los ángulos de talud de la inter-rampa son mayores, y el potencial de recuperación al talud de diseño original por la sobre-inclinación del talud localmente es menor. Esto es particularmente cierto para taludes altos que no se incorporan rampas de acarreo para planear el talud general. Para reducir el impacto financiero de las fallas de talud, la práctica común actual para el diseño de talud del tajo es limitar la altura del talud de las inter-rampas para reducir los riesgos geotécnicos y proporcionar más flexibilidad para el acceso al tajo (Read y Stacey, 2009). Esto es generalmente logrado mediante la ubicación de rampas para limitar las alturas de la pendiente de la inter-rampa. Donde esto no sea factible, un “banco geotécnico” más ancho, que es típicamente alrededor de 15 m a 20 m más ancho que un banco de contención estándar, se incorpora al talud para desacoplar taludes altos y realizar la estabilidad y proporcionar un ambiente de trabajo más seguro para los taludes por debajo. Las alturas máximas entre rampas o “bancos geotécnicos” típicamente son de entre aproximadamente 100 m y 200 m.

Se podrían diseñar los taludes para evitar todas las fallas posibles, pero esto resultaría en ángulos planos del talud e impactos económicos que pueden ser innecesarios. En lugar de diseñar para evitar todas las fallas, es generalmente preferible desde una perspectiva de planeación, asumir el riesgo de que algunas fallas intermitentes ocurrirán, a condición de que las fallas no sean penetrantes y puedan ser contenidas por bancos de contención efectivos, y hay un riesgo bajo de fallas que pondrían en peligro la estabilidad general del talud.

6.2 Controles y Limitaciones del Diseño de Talud

Esta sección proporciona una descripción de los controles de la inclinación de los taludes del tajo en los tajos La Pava y Quema-Quemita.



6.2.1 Taludes en Saprolita

No anticipamos que la saprolita formará taludes del tajo de altura significante. Su impacto en la estabilidad de talud del tajo es que si el banco superior cortado en la saprolita es demasiado inclinado, este puede fallar y llenar los bancos superiores con escombros. Se puede controlar esto por medio de hacer un corte en el talud superior de Saprolita y dejar un banco de contención encima del lecho de roca.

6.2.2 Taludes con Bancos en Roca

Las dimensiones de los bloques en el modelo de recursos minerales son de 5 metros (m); por lo tanto, los bancos de contención para control de caída de rocas pueden ser dejados en el talud a incrementos de 5 m. Si los bancos de producción son de 5 m en altura, recomendamos que se realice un doble-banco para dejar un banco de contención cada 10 m. Nuestra experiencia es que esto permite bancos de contención más anchos y proporciona un mejor control de caída de rocas y permite que se obtengan taludes de inter-rampa más empinados. El doble banco requiere que la mina tenga equipo con suficiente alcance para escalar las crestas y caras del banco y que los operadores del equipo reciban la capacitación apropiada.

Ya que parece haber poco potencial de roca de masa o control estructural de los ángulos totales y de talud de inter-rampa, los ángulos de talud del tajo alcanzables serán determinados por las configuraciones del banco que pueden ser desarrollados y mantenidos seguramente. Las configuraciones del banco son definidas por la altura de producción del banco, al ángulo alcanzable de la cara del banco (BFA por sus siglas en inglés), y el ancho del banco de contención, todos los cuales se combinan para definir el ángulo de inter-rampa (IRA por sus siglas en inglés) como se muestra en la Figura 6.1. El doble banco debe ser factible a condición de que se tenga cuidado con la voladura perimetral. Las configuraciones del banco son dadas en términos de estos parámetros, pero incluyen las suposiciones a continuación:

- La altura del banco de producción es de 5 m
- Maximizar los ángulos del talud requerirá que una múltiple configuración de banco sea minada. Una configuración de doble banco (banco de 10 m de altura) es una suposición razonable para el PFS
- Los anchos de bancos de contención deben ser suficientes para proporcionar protección efectiva contra la caída de rocas. El siguiente criterio modificado de Ritchie (Ryan y Pryor, 2000) es comúnmente utilizado para las estimaciones iniciales del ancho de los bancos de contención de diseño:

$$\text{Ancho del Banco de Contención (pies)} = (0.2 \times \text{Altura del Banco}) + 4.5 \text{ m}$$

- Para la altura de 10 m entre bancos de contención (doble banco), esto resulta en un banco de contención de diseño de 6.5 m
- Los anchos mínimos del banco de contención de diseño en la industria minera son comúnmente tomados como de 6 m para permitir el ancho de la fractura fuera de la línea de barrenos y puntas duras debido a la voladura imperfecta, y las falla de las crestas



locales del banco debido a las condiciones estructurales; no se asumieron bancos de contención de diseño más angostos al menos que la experiencia operacional pueda demostrar que bancos de contención efectivos se puedan construir con diseños más angostos.

- El BFA y el IRA son limitados por el control estructural de taludes orientados dentro de +/- 20 grados de la dirección de buzamiento de estructuras envueltas en modos de falla planas, y +/- 45 grados de la dirección de modos de falla de cuña potenciales
- Si le falta un control estructural fuerte a ángulos más planos, el siguiente rango de BFA es típicamente alcanzable, dependiendo de la calidad de la roca y los métodos de voladura:
 - Voladura estándar de producción (incluyendo voladura de Buffer/amortiguada) – 55-56 grados
 - Voladura controlada efectiva (Voladura de recorte) – 65-70 grados
 - Voladura controlada de mejor caso (Pre-cortado) – 70-75 grados

El número menor en los rangos listados anteriormente corresponde al ángulo esperado de la cara del banco en las rocas más altamente fracturadas encontradas en el Cerro Quema, salvo que Pre-Cortando es poco probable ser rentable en roca altamente fracturada.

- Debido a que el ancho de los bancos de contención para una altura de banco dado es constante según los criterios modificados de Ritchie, la maximización del IRA será supeditada a la excavación del BFA tan pronunciada como sea posible. Hemos asumido un BFA consistente con la implementación de la voladura controlada efectiva al límite del tajo.
- Debido a la naturaleza altamente fracturada del lecho de roca (RQD promedio RQD < 26 a 37 por ciento), hemos asumido que el pre-corte no producirá resultados satisfactorios, pero que la voladura de recorte será factible. Hemos estimado conservativamente que se pueden obtener ángulos de las caras del banco de 65 a 70 grados para bancos sencillos (bancos de 5 m altura) por la voladura.
- Para los dobles bancos hemos asumido que se puede alcanzar un ángulo efectivo de la cara del banco de 62 grados. Este ángulo de la cara del banco es ligeramente menor que el BFA de 65 a 70 grados para los bancos sencillos para permitir por las puntas duras y aumentar la distancia de separación entre la cara del banco y la primera fila de barrenos en la segunda carga.
- La relación entre el ángulo de talud inter rampa y el ángulo de la cara del banco entonces está dada por:

$$I = \arctan\left(\frac{H}{(W + H \times \cot(B))}\right)$$

Donde I es el ángulo del talud de inter rampa, W es el ancho del banco de contención, H es la altura del banco, y B es el ángulo de la cara del banco.

Con base en los criterios anteriores y la relación entre la inter rampa, el ángulo de la cara del banco, el ancho y la altura del banco de contención mostrada anteriormente, el ángulo apropiado del talud de la inter rampa en la Roca Volcánica son de 40 grados para bancos (dobles) de 10 m en altura.



7.0 CONCLUSIONES

7.1 Talud del Tajo en Saprolita

Mientras que se observa suelo saprolita en los tajos, el espesor de la saprolita es típicamente menor que de 5 m. Los suelos saprolíticos son más gruesos en áreas planas y en las cimas de las montañas parecen adelgazarse en los taludes inclinados. Ya que los taludes de los tajos intersectarán las laderas inclinadas de la topografía, no anticipamos que la saprolita forme taludes de altura significativa en los tajos abiertos.

7.2 Talud del Tajo en Lecho de Roca

Las fallas conocidas y modeladas no se esperan que controlen la estabilidad general del talud, y sus efectos en la inter rampa y taludes de banco se esperan ser locales. Se esperan que las zonas de fallas serán de hasta algunos metros de ancho y contendrán roca altamente fracturada en una matriz de limo y arcilla de baja plasticidad y por eso no se espera formar zonas anchas que resultarían en fallas de banco en porciones extensivas del tajo.

Las características geotécnicas de la roca no parecen variar mucho a lo largo de toda el área del tajo. Ambos el Lecho de Roca Oxidado y No Oxidado constan de roca Débil ($R_2 < UCS 25 \text{ MPa}$) y forman una Calidad de roca más Adecuado ($40 < RMR_{76} < 60$). Para las alturas del talud del tajo menores que de 120 m mostrado en las Figuras 3.1 y 3.2, el riesgo de falla del talud total debido a la sobrecarga de la masa de roca indica ser bajo para el rango de condiciones de presión de poro que son probables de encontrar en los taludes del tajo.

El tajo La Pava esta contenido dentro de un dominio estructural con base en nuestras mediciones de orientación de las diaclasas. Con base en el modelo estructural de Pershimco y mediciones limitadas de la orientación de la estructura, es probable que Quema-Quemita esté dentro del mismo dominio estructural que el área de La Pava. Las orientaciones predominantes de las diaclasas buzan abruptamente y no es probable que el plano de cizalla a la escala del banco y fallas de cuña se formarán sobre porciones largas de los taludes del tajo.

La Calidad de la Roca es Pobre ($25 < RQD < 50$ por ciento) indicando que está demasiado fracturada para desarrollar un pre-cortado efectivo. Bajo estas condiciones, los ángulos de talud alcanzables seguramente serán controlados por las prácticas operacionales y los ángulos de talud máximos alcanzables serán determinados por la capacidad de implementar un programa de voladura de recorte efectivo que mantenga los bancos de contención en el talud.



7.3 Agua Subterránea

No se esperan que los tajos intersectaran el nivel freático regional de agua subterránea. Los acuíferos locales colgados o las aguas atrapadas en estructuras como las fallas pueden existir en el área del tajo. A pesar de los niveles altos de precipitación, no anticipamos que las presiones de poro altas se formarán en los taludes ya que están excavados debido al área pequeña de recarga y la topografía inclinada en las proximidades de los tajos que debe resultar en una escorrentía superficial rápida.

El lecho de roca está suficientemente fracturado que los acuíferos colgados localmente y el agua atrapada en las fallas probablemente drenará libremente conforme el tajo es excavado, así que los esfuerzos sistemáticos de despresurización en todo el tajo no son probables que se requieran para lograr taludes estables. Si se encuentran los acuíferos colgados o agua atrapada en fallas con una orientación desfavorable en los bancos y taludes de inter rampa, se pueden instalar unas medidas de despresurización del talud que constan de drenes horizontales y pozos para mejorar la estabilidad, si es necesario.

7.4 Sismicidad

El Proyecto Cerro Quema se ubica en un área de alta sismicidad; sin embargo, hay pocos casos bien documentados de fuerzas sísmicas que resultan en fallas del tajo a gran escala aun en áreas que son altamente activas sísmicamente. No hay instalaciones permanentes en la cresta del tajo y los tajos abiertos tienen vidas cortas. El impacto más probable de fuerzas sísmicas para la estabilidad del talud del tajo en el evento de un terremoto es la caída de rocas de las caras de los bancos. Los bancos se dejan en los taludes del tajo para proporcionar la captación de caída de rocas, incluyendo la caída de rocas que resulte de los terremotos.

7.5 Falta de Datos

Con base en la revisión de los datos disponibles, concluimos que el riesgo del rendimiento del talud del tajo asociado con la falta de datos resulta primariamente del ancho espaciamiento entre los barrenos que revisamos y la falta de barrenos y afloramientos de los cuales los datos geotécnicos se pueden obtener en el área Quema-Quemita. Adicionalmente, no hay mediciones del agua subterránea disponibles para documentar los niveles freáticos actuales que se podrían encontrar en las áreas del tajo. Hemos seleccionado los ángulos del talud usando suposiciones razonablemente moderadas para tomar en cuenta esta falta de datos. El impacto de esta falta de datos es que los diseños de talud del tajo pueden necesitar ser ajustados durante la minería para lograr un rendimiento aceptable del talud del tajo para tomar en cuenta las condiciones más desfavorables locales. Si se encuentran condiciones más favorables en los tajos abiertos y si haya una voladura controlada excelente y la práctica de minería resultan en ángulos de la cara del banco más inclinados de los que hemos asumido, entonces podría ser posible obtener taludes de inter-rampa más inclinados que los que recomendamos para el PFS.



8.0 RECOMENDACIONES

Nuestras recomendaciones del diseño de talud de inter-rampa se basan en ambos el tipo de roca encontrada en el talud y la orientación de los taludes del tajo. Las recomendaciones son apropiadas para el uso en un PFS. Los taludes generales serán más planos que los taludes recomendados para las inter-rampas donde los caminos de acarreo se incorporan en los taludes del tajo.

8.1 Saprolita

Las perforaciones de exploración indican que la saprolita es típicamente menor que de 5 m de espesor donde se encuentra y los cascarones del tajo del PFS indican que no serán expuestos en los taludes finales. Se proporcionan las recomendaciones del ángulo del talud de inter-rampa para la saprolita en el evento de que se le encuentre en los taludes del tajo durante la minería. Recomendamos un ángulo de talud para la inter rampa de 30 grados en saprolita. Esto se puede lograr por medio de:

- Excavar la saprolita sin la voladura para formar taludes uniformes de 30 grados
- Nivelar los bancos para que drenen
- Dejar bancos de contención de 5 m de ancho encima del lecho de roca

Si se encuentran los taludes de saprolita mayores que de alrededor de 10 m de altura, pueden ser bancados; sin embargo, el diseño de estos taludes requeriría pruebas del laboratorio y análisis de ingeniería adicionales.

8.2 Lecho de Roca

Recomendamos taludes de inter-rampa en el lecho de roca de 40 grados. Esto se puede lograr por medio de:

- Excavar los bancos en dos cargas de 5 m de altura (doble banco)
- Dejar un banco de contención de 6.5 m a intervalos verticales de 10 m en el talud
- Realizar voladura de recorte y escarpamiento para lograr un grado promedio para el ángulo de cara del banco de 62 grados

Debido a que los taludes del tajo son menores que de alrededor de 100 m en altura, no recomendamos dejar bancos geotécnicos ni bancos de "estabilidad" en los taludes del tajo

8.3 Resumen de Ángulos del Talud de la Inter-rampa Recomendados

Se proporciona un resumen de los ángulos del talud para las inter-rampas en la Tabla 8.1. La Tabla 8.1 incluye nuestras recomendaciones preliminares para las áreas de La Pava y Quema-Quemita:

**Tabla 8.1: Recomendaciones de Diseño del Estudio de Pre-Factibilidad de Talud del Tajo Abierto**

Tajo	Unidades Geotécnicas	Práctica de Operación	Configuración del Banco	Ángulo de la Cara del Banco (grados)	Ancho Mínimo del Banco de Contención Mínimum (metros)	Ángulo de Diseño para la Inter-Rampa (grados)
Todos	Saprolita	No voladura	N/A	N/A	Banco de 5 m de ancho encima del lecho de roca	30
La Pava	Lecho de Roca Oxidado y no Oxidado	(Voladura de corte y Escalamiento)	Doble Banco (10 metros entre bancos de contención)	62	6.5	40
Quema-Quemita	Lecho de Roca Oxidado y no Oxidado	(Voladura de corte y Escalamiento)	Doble Banco (10 metros entre bancos de contención)	62	6.5	40

Nota: 1. Ver la Figura 6.1 para la definición de banco, inter-rampa, y configuración general del talud

8.4 Fase de las Pendientes de los Tajos

Se anticipa una calidad de roca y condiciones estructurales similares para ambos los taludes de la Fase y los taludes Finales. Los mismos criterios de diseño del talud, incluyendo el doble banco, pueden ser aplicados a los taludes del tajo de la Fase, a condición de que se implemente un alto estándar de voladura perimetral parecido. El alto estándar para la voladura controlada requerido para lograr los taludes inclinados finales es típicamente más costoso que la voladura de producción. Se requiere una evaluación económica para determinar si se justifican los costos adicionales.

Los bancos más anchos deben ser dejados en los taludes del tajo de la Fase para retener derrames de los niveles superiores en el tajo si las expansiones sucesivas de los bancos están minados simultáneamente en el mismo lado del tajo. Los detalles del diseño y la ubicación de las contenciones adicionales para la caída de roca necesarias para contener los derrames deben ser determinados con base en la configuración del talud y las prácticas operacionales.

8.5 Riesgos

Los riesgos geológicos que podrían resultar en no alcanzar los ángulos de la inter-rampa del talud del tajo que se listan en la Tabla 8.1 son:

- Las zonas no identificadas de alteración intensa de arcilla sin silificación que resultaría en una masa de roca que consta de un suelo rígido de arcilla dura
- Las estructuras principales no identificadas que formarían unas fallas de plano de cizalla grande y de cuña



- Las zonas de diaclasas con buzamiento bajo a moderado persistentes que resultan en fallas de banco a lo largo de una porción significante del tajo

Se observó un ejemplo de roca que ha sido alterada tan intensamente que consta de un suelo arcilloso que podría resultar en una inestabilidad del talud del tajo de entre los 44 y 85 metros en el barreno PDH-12-048. Este barreno esta fuera del área del tajo y debajo de la zona de oxidación. Los geólogos del proyecto declararon que pensaban que la zona de alteración estaba restringida a lo ancho. No se observaron materiales similares en los otros barrenos que revisamos.

8.6 Oportunidades

Las oportunidades para lograr unos taludes del tajo más inclinados requieren:

- Encontrar unas zonas consistentes de masa de roca menos fracturada en los taludes del tajo donde es posible formar taludes de cara del banco inclinados (70 grados o más inclinado) para la voladura de recorte
- La capacidad de hacer un triple banco (dejar un banco de contención cada 15 m)

En roca menos fracturada, donde sea posible hacer doble banco y lograr ángulos de cara de banco inclinados (70 grados), podría ser posible obtener los ángulos de talud de la inter-rampa de 45 grados. Si se logra hacer el triple banco, podría ser posible lograr un ángulo del talud de la inter-rampa de 49 grados por dejar un banco de contención de 7.5 m de ancho cada 15 metros verticales a condición de que se pueda obtener un ángulo de cara de banco de 70 grados. Hacer el triple banco probablemente requerirá que la Calidad de Masa de Roca y la Calidad de Roca sean mayores que indicados por los datos que revisamos y probablemente requiera la implementación de un pre-cortado efectivo. Estos representan oportunidades, pero requerirá de un conocimiento más completo de las condiciones geológicas, particularmente el grado de la fractura de la masa de roca. También se requiere que la voladura controlada de alta calidad y una escalamiento del banco excelente que se ejerza durante el minado para lograr los ángulos inclinados de cara de banco; por lo tanto, no recomendamos usar ángulos del talud más pronunciados que los listados en la Tabla 8.1 para el PFS. Sin embargo, si se encuentran las condiciones favorables del suelo, maximizar los ángulos de la inter rampa requerirá la implementación de un pre-cortado efectivo perforado a la altura final del banco (10 m o 15 m) y preferiblemente inclinado; este potencial debe ser considerado durante la selección del equipo si los taludes más inclinados son importantes.

8.7 Consideraciones Operacionales

Las recomendaciones para el talud de la inter rampa asumen que la voladura controlada será realizada para formar las caras del banco finales. El propósito de la voladura controlada es limitar el daño a la roca detrás de la cara del banco para que se pueda obtener el diseño de los ángulos de las caras del banco proporcionados en la Tabla 8.1. Los métodos de la voladura controlada constan de voladura amortiguada o voladura de 'buffer', voladura de recorte, y pre-cortado. Generalmente la roca indicada



estar demasiado fracturada para el pre-cortado para ser efectiva para la formación de caras de banco inclinados; sin embargo, la voladura amortiguada o de buffer y voladura de recorte indican ser apropiados para las condiciones de las rocas.

El escalamiento efectivo debe remover el potencial caída de rocas de las caras y crestas del banco antes de iniciar las actividades de perforación del banco subyacente. El propósito del escalamiento es remover cualquier roca suelta que podría representar un riesgo de caída de roca a las operaciones debajo del banco, pero no más.

Recomendamos que Pershimco incluya el equipo apropiado, materiales, y métodos de voladura al realizar la voladura controlada y el escalamiento de banco efectivo en las estimaciones de costos mineros. Los métodos de voladura controlada normalmente cuestan más que la voladura de producción, pero los otros costos operacionales tales como la excavación y escalamiento pueden ser reducidos por medio del diseño e implementación de una voladura perimetral adecuada.

8.8 Recomendaciones para Más Estudios

Las recomendaciones de diseño del talud proporcionadas en este reporte se basen en el modelo geotécnico desarrollado de la exploración de perforación de núcleos, las pruebas limitadas del laboratorio, y la cartografía estructural de la superficie. Hemos asumido que la orientación y naturaleza de las estructuras observadas en la superficie son representativas de estructuras similares debajo de la superficie del suelo que será expuesto en los taludes del tajo. Las condiciones hidrogeológicas en las áreas del tajo se basan en la inferencia geológica y nuestra experiencia con los tajos abiertos desarrollados en condiciones de masa de roca similares. El nivel de confianza en el modelo geotécnico y las recomendaciones de diseño del talud es menor que un PFS donde la perforación geotécnica, núcleos orientados, y mediciones del nivel de aguas subterráneas son disponibles, pero hemos compensado debido a la incertidumbre de los datos en el modelo geotécnico al hacer suposiciones cautelosas para nuestro análisis ingenieril.

Los Estudios de Factibilidad deben ser basados en los datos factuales de la subsuperficie de la resistencia de la roca, la calidad de la roca, las orientaciones estructurales y condiciones de aguas subterráneas, particularmente donde las condiciones geológicas son complejas. Estos datos podrían ser obtenidos por la perforación de barrenos geotécnicos y al hacer mediciones estructurales de la orientación de cualquiera de núcleos orientados o de imágenes del "televisioner." Los registros geotécnicos de los núcleos obtenidos de estos barrenos proporcionarían datos adicionales de las condiciones de la masa de roca. Se deben realizar pruebas de laboratorio con el núcleo de roca, particularmente pruebas de resistencia al corte directo en las discontinuidades en el núcleo. Las mediciones del nivel de aguas subterráneas en el área del tajo pueden ser obtenidos al instalar pozos de observación o piezómetros de cuerda vibrante (VWP por sus siglas en inglés) en los barrenos



geológicos. Un programa de investigación geotécnica que consta de un barreno en el talud más alto del tajo Quema-Quemita y dos barrenos en los taludes más altos del tajo La Pava probablemente proporcionarán los datos suficientes para un estudio de Factibilidad. Estos datos serían recolectados más eficientemente si fuesen combinados con cualquier exploración a futuro de barrenos de mineral que se planee en el área de La Pava o Quema-Quemita. Los barrenos deben ser perforados debajo de la superficie a aproximadamente 10 a 20 m del fondo propuesto de los tajos abiertos.

Si no se realiza ningún estudio adicional para el estudio de Factibilidad, recomendamos que se realicen unos estudios de sensibilidad, de la misma manera que se realizó el estudio de sensibilidad para el PFS. Los resultados de este estudio deben demostrar que el diseño del tajo y la economía del proyecto no son sensibles a los cambio en ángulos de la inter rampa del talud del tajo de 5 grados.



9.0 CIERRE

Ha sido un placer trabajar con el personal del Pershimco en este proyecto. Este reporte ha sido preparado para uso exclusivo de Pershimco y sus consultores en la preparación de un PFS para el proyecto Cerro Quema. Si un periodo substancial de tiempo transcurre entre la fecha de este reporte y el tiempo de diseño y cuando ocurra el desarrollo del tajo final, recomendamos que revisemos nuestras conclusiones y recomendaciones para tomar en cuenta los datos nuevos que pueden haber sido desarrollados en el tiempo transcurrido.

Este reporte es una traducción del reporte original en inglés. Si hay una discrepancia entre el reporte original en inglés y esta traducción, el reporte en inglés es el que prevalecerá.

Respetuosamente,

GOLDER ASSOCIATES INC.

George Lightwood
Ingeniero Sénior

Blake Easby
Ingeniero Geológico de Personal

Graeme Major
Ingeniero Principal

GL/BE/GM/ap

13316.doc



10.0 REFERENCIAS

- ASTM, 2006a, ASTM D 7012 – 04, Standard Test Method for Compressive Strength and Elastic Moduli of Intact Rock Core Specimens under Varying States of Stress and Temperatures, ASTM International, West Conshocken, PA.
- ASTM, 2006b, ASTM D 5731 – 05, Standard Test Method for Determining Point Load Strength Index of Rock, ASTM International, West Conshocken, PA.
- Bieniawski, Z.T., 1976, Rock mass classification in rock engineering. Proceedings, Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, Vol. 1, 1976, p. 97-106.
- Bieniawski, Z.T., 1989, Engineering Rock Mass Classifications, John Wiley & Sons, New York, New York.
- Corral, I., Cardellach, E., Canals, A., Corbella, M., Martin-Crespo, T., Vindel, E., 2010, Environment of Ore Deposition in the Cerro Quema Gold-Copper Deposit (Azuero Peninsula, Panama), Revista de la Sociedad Espanola de Mineralogie, no. 13, pp. 69-70.
- Corral, I., Grieria, A., Gomez-Gras, D., Corbella, M., Canals, A., Pineda-Falconett, M., Cardellach, E., 2011, Geology of the Cerro Quema Au-Cu Deposit (Azuero Peninsula, Panama), Geologica Acta, Vol. 9, Nos. 3-4, pp. 481-498.
- Golder Associates Ltd., 2009, Version 3 Report, Document #5, Volume 1 of 2, Closure Plan Update, Cerro Quema Gold Project, Panama, Submitted Copper and Gold Inc. 115 p.
- Golder Associates Inc., 2013a, Climate Developed from La Llana Weather Station Data, Technical Memorandum dated October 16, 2013, prepared for Pershimco Resources, Inc.
- Golder Associates, Inc., 2013b, Preliminary Pre-Feasibility Study (PFS) Inter-ramp Pit Slope Angles for the Cerro Quema Mine, Panama, Technical Memorandum dated November 8, 2013 prepared for Pershimco Resources, Inc.
- Hoek, E., 2012, Blast Damage Factor D, Technical note in RocNews, winter, 2012, dated February 2, 2012.
- Hoek, E., 2007, Rock Mass Properties, Chapter 11 from Practical Rock Engineering, an online book (http://www.rockscience.com/education/hoeks_corner), accessed 8 June 2011.
- Hoek, E., and Brown, E.T., 1988. The Hoek-Brown Failure criterion – a 1988 Update. Proceedings of the 15th Canada Rock Mechanics Symposium, University of Toronto, p. 31-38.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., and Corkum, B., 2002. Hoek-Brown Failure Criterion, 2002 Edition. Proceedings, 5th North American Rock Mechanics Symposium, Toronto, p. 267-273.
- Hoek, E., Kaiser, P.K. and Bawden. W.F. 1995. Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam: Balkema.
- Hoek, E., and Karzulovic, A., 2000. Rock-Mass Properties for Surface Mines, in Slope Stability in Surface Mining. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., p. 59-69.
- ISRM, 1981, Rock characterization. Testing and monitoring. Int. Soc. for Rock Mechanics. Suggested methods. Brown E.T. (ed.) Commission on testing and monitoring, ISRM. Pergamon Press.



Knight Piesold, Inc., 1994, Cerro Quema Project, Feasibility Study, Geotechnical/Geochemical Field Investigation Report, Draft report dated October 28, 1994, prepared for Amax Gold, Inc., Project 1328A.

P&E Mining Consultants Inc., 2012, Technical Report and Mineral Resource Estimate on the Cerro Quema Project, Los Santos Province, Panama, prepared for Pershimco Resources Inc., 123 p.

Read, J., and Stacey, P., 2009. Guidelines for Open Pit Slope Design. Published by CRC Press/Balkema.

Rocscience, 2010, Dips: Graphical and Statistical Analysis of Orientation Data, Rocscience, Inc., Toronto, Ontario, Canada.

Rocscience, 2012, Slide: 2D Limit Equilibrium Slope Stability Analysis, Rocscience, Inc., Toronto, Ontario, Canada.

Ryan, T.M., and P. Pryor, 2000. Designing Catch Benches and Interramp Slopes, in Slope Stability in Surface Mining. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., pp. 27-38.

Spencer, E., 1967, A method of analysis of the stability of embankments assuming parallel interslice forces, *Geotechnique*, Vol. 17, p. 11-26.

Wyllie, D.C and Mah, C.W., 2004. Rock Slope Engineering: Civil and Mining, 4th ed., Spon Press, New York, New York.

FOTOGRAFÍAS



PHOTOGRAPH 1
LA PAVA AREA



PHOTOGRAPH 2
QUEMA – QUEMITA AREA

CLIENT/PROJECT   TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO. 11/27/13 NA	JOB NO. 1300709.200 PHOTOGRAPHS 1, 2
-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--------------	----------	--------------------------------------------------	----------------------------------------------------------



PHOTOGRAPH 3
UNMINERALIZED DACITE



PHOTOGRAPH 4
UNMINERALIZED DACITE IN OUTCROP

CLIENT/PROJECT   TSX-V:PRO CERRO QUEMA PROJECT	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO. 11/27/13 NA	JOB NO. 1300709.200 PHOTOGRAPHS 3, 4
---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--------------	----------	--------------------------------------------------	----------------------------------------------------------



PHOTOGRAPH 5
MASSIVE SILICA ALTERATION



PHOTOGRAPH 6
SILICA BRECCIA

Note: Photographs provided by Pershimco

CLIENT/PROJECT	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE 11/27/13 FILE NO. NA	JOB NO. 1300709.200 PHOTOGRAPHS 5, 6
----------------	-------------------------------	--------------	----------	------------------------------------	---------------------------------------------------



PHOTOGRAPH 7
SILICA-CLAY-ALTERATION IN OXIDIZED OUTCROP



PHOTOGRAPH 8
WEAK CLAY ALTERATION

Note: Photographs provided by Pershimco

CLIENT/PROJECT	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	DATE FILE NO.	JOB NO.
 Golder Associates	CERRO QUEMA PROJECT	AP GL	11/27/13 NA	1300709.200 PHOTOGRAPHS 7, 8



**PHOTOGRAPH 9
LATERITE AND SAPROLITE AT CERRO QUEMITA**



**PHOTOGRAPH 10
SAPROLITE IN LA PAVA AREA**

CLIENT/PROJECT	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN	DATE	JOB NO.
Golder Associates	CERRO QUEMA PROJECT	AP	11/27/13	1300709.200
FOR	GL	FILE NO.	NA	PHOTOGRAPHS 9, 10



PHOTOGRAPH 11
CORE IN OXIDIZED BEDROCK



PHOTOGRAPH 12
JOINT IN OXIDIZED BEDROCK

CLIENT/PROJECT  Golder Associates	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO.	JOB NO. PHOTOGRAPHS 11,12
CERRO QUEMA PROJECT				11/27/13 NA	1300709.200



PHOTOGRAPH 13
CORE IN UNOXIDIZED BEDROCK



PHOTOGRAPH 14
JOINT IN UNOXIDIZED CORE

CLIENT/PROJECT  Golder Associates	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO.	JOB NO. 1300709.200
CERRO QUEMA PROJECT				11/27/13 NA	PHOTOGRAPHS 13,14



**PHOTOGRAPH 15
SPLIT CORE FROM THE QUEMA-QUEMITA AREA**



**PHOTOGRAPH 16
ROCK CHPS FROM RC HOLE IN THE QUEMA-QUEMITA AREA**

CLIENT/PROJECT	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN	DATE	JOB NO.
 Golder Associates	CERRO QUEMA PROJECT	AP	11/27/13	1300709.200



**PHOTOGRAPH 17
ROCK CUT IN LA PAVA AREA**



**PHOTOGRAPH 18
FAULT ZONE IN ROCK CUT IN LA PAVA**

CLIENT/PROJECT   TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO.	JOB NO. 1300709.200
CERRO QUEMA PROJECT			11/27/13 NA	PHOTOGRAPHS 17, 18



PHOTOGRAPH 19
HIGHLY FRACTURED ROCK IN LA PAVA AREA



PHOTOGRAPH 20
MODERATE STRENGTH, BLOCKY ROCK IN LA PAVA AREA

CLIENT/PROJECT   TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO.	JOB NO. 1300709.200
CERRO QUEMA PROJECT			11/27/13 NA	PHOTOGRAPHS 19,20



**PHOTOGRAPH 21
INTACT BENCHES IN THE LA PAVA AREA**



**PHOTOGRAPH 22
LOST CATCH BENCH IN THE LA PAVA AREA**

CLIENT/PROJECT  Golder Associates	TSX-V:PRO PERSHIMCO	DRAWN FOR	AP GL	DATE FILE NO.	JOB NO. 1300709.200
CERRO QUEMA PROJECT				NA	PHOTOGRAPHS 21,22

FIGURAS



Legend:

- [International Boundary]
- [Province Boundary]
- ★ [National Capital]
- [Provincial Capital]
- [Major Cities]
- [Road]
- [Railroad]

San Blas is a territory (comarca).

0 25 50 75 Kilometers
0 25 50 75 Miles

Source: P & E Mining Consultants, 2012

PROJECT

PERSHIMCO TSX-V:PRO

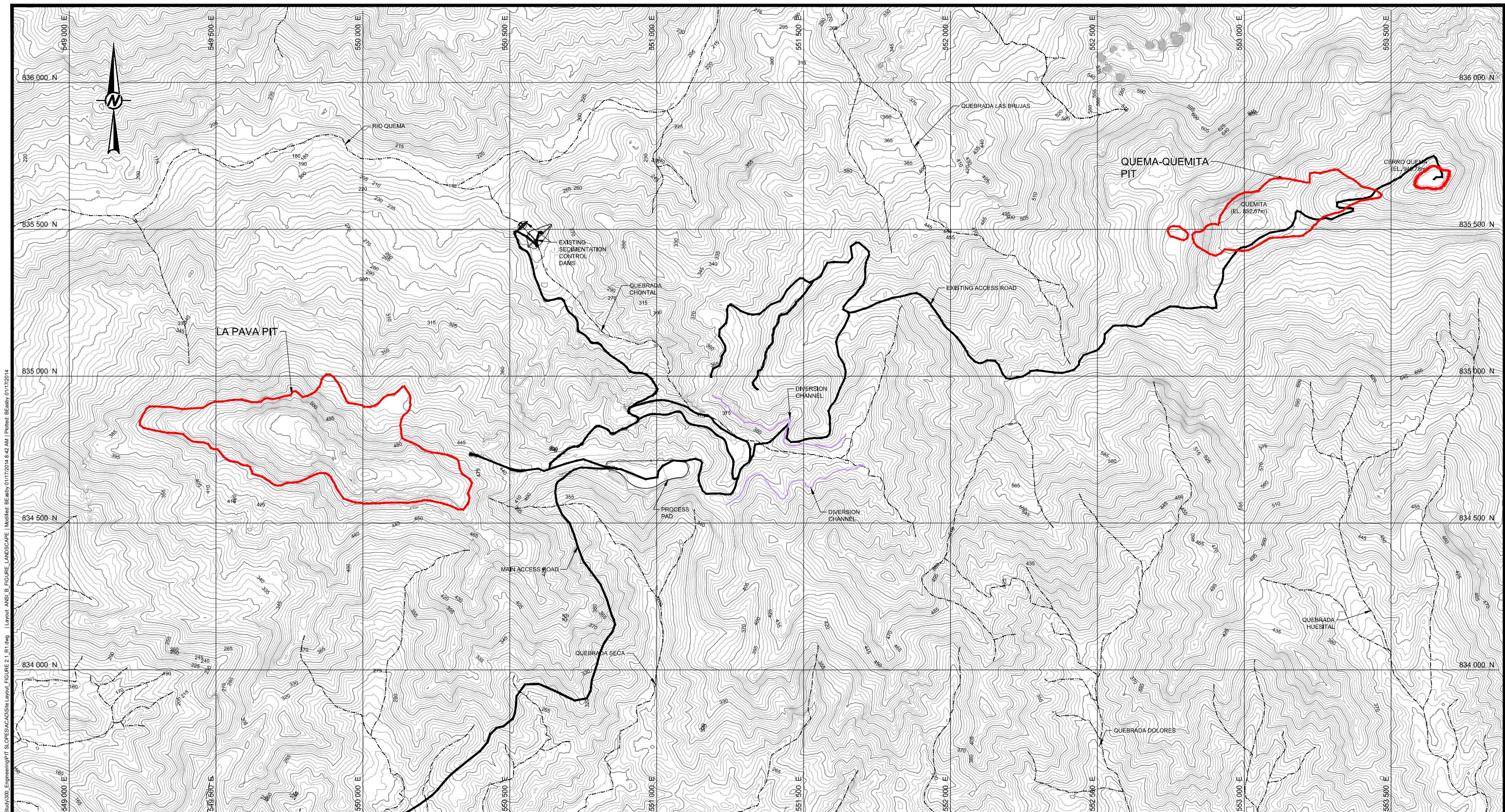
PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

TITLE

Project Location



PROJECT No.	130-0709	FILE No.	0
DESIGN	GL	11/13/2013	SCALE
CADD	BJE	11/13/2013	NOT TO SCALE
-	-	-	FIGURE
-	-	-	1.1



NOTES

- 1) TOPOGRAPHY AND EXISTING ROADS AND FACILITIES FROM P & E MINING CONSULTANTS INC.

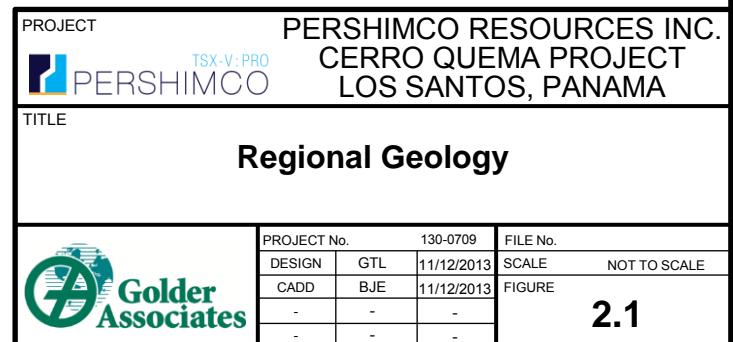
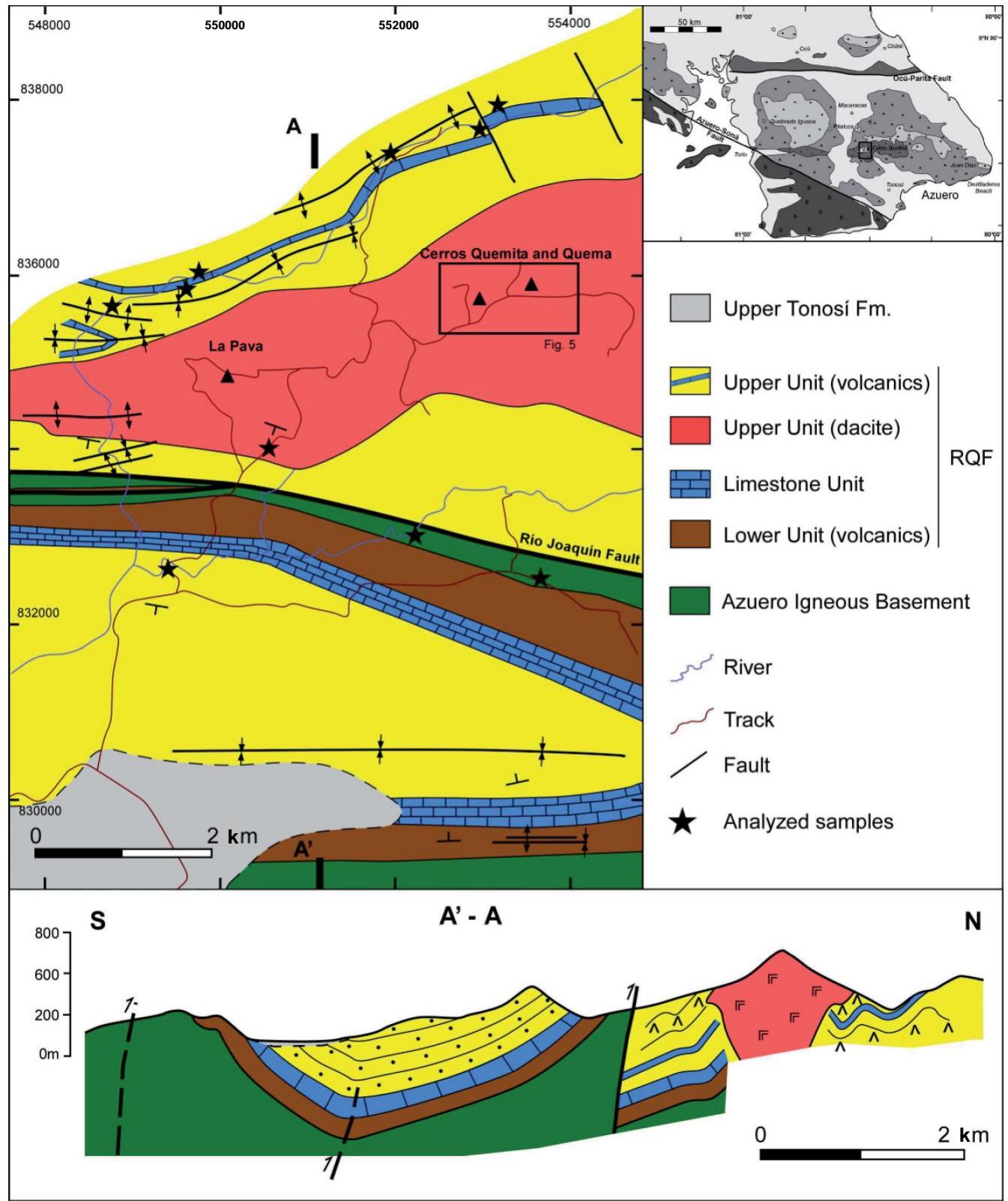
0 250 500 750
SCALE METERS

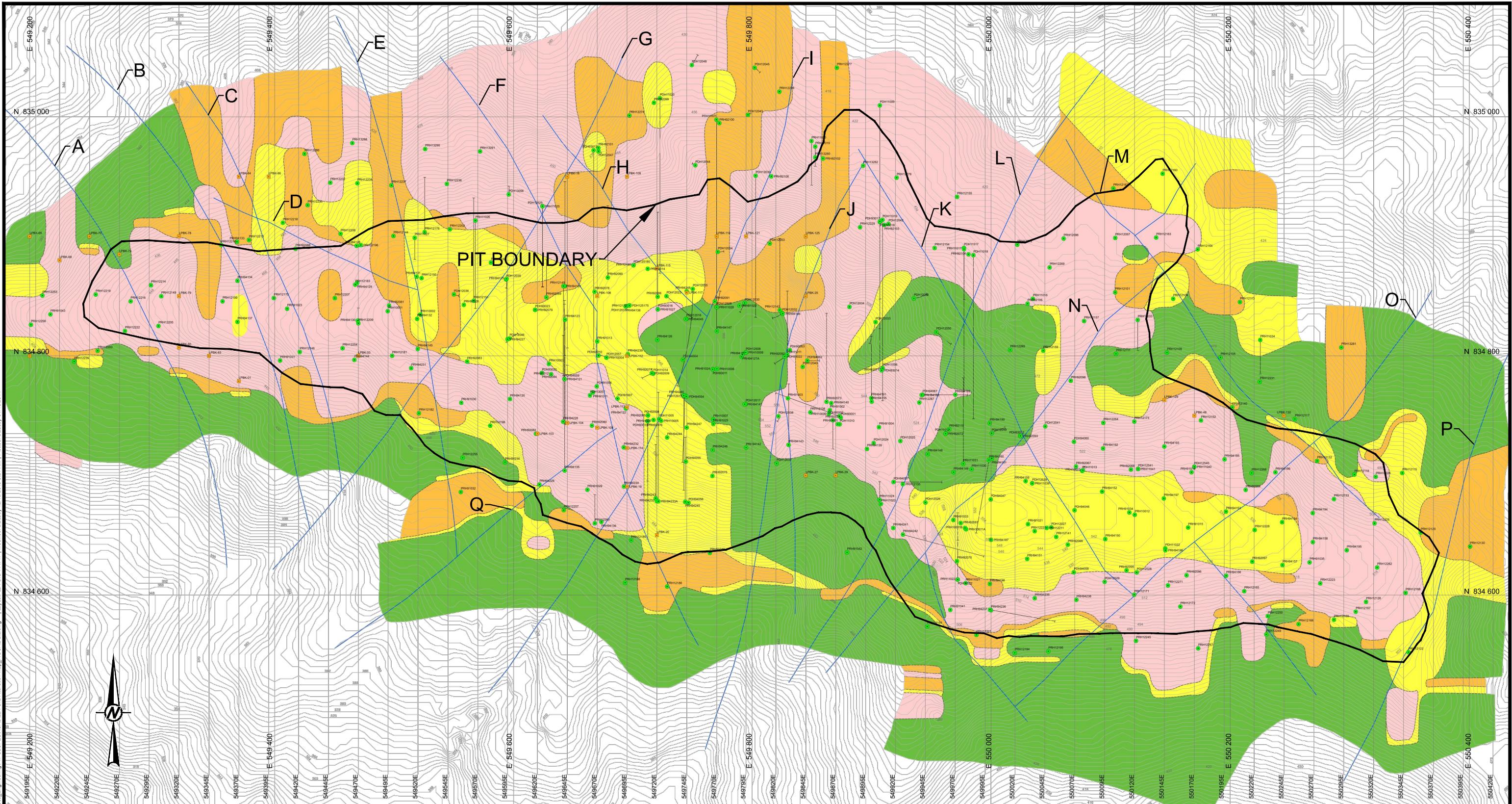
PROJECT
PERSHIMCO
TITLE
PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

Site Layout

	PROJECT No.	130-0709	FILE No.	Site Layout FIGURE 2.1_R1
DESIGN	GTL	11/18/2013	SCALE	AS SHOWN
CADD	BJE	11/18/2013	FIGURE	
CHECK	-	-		
REVIEW	-	-		







NOTES

1) ALTERATION MAP AND CROSS SECTIONS PROVIDED BY PERSHIMCO RESOURCES INC.

LEGEND

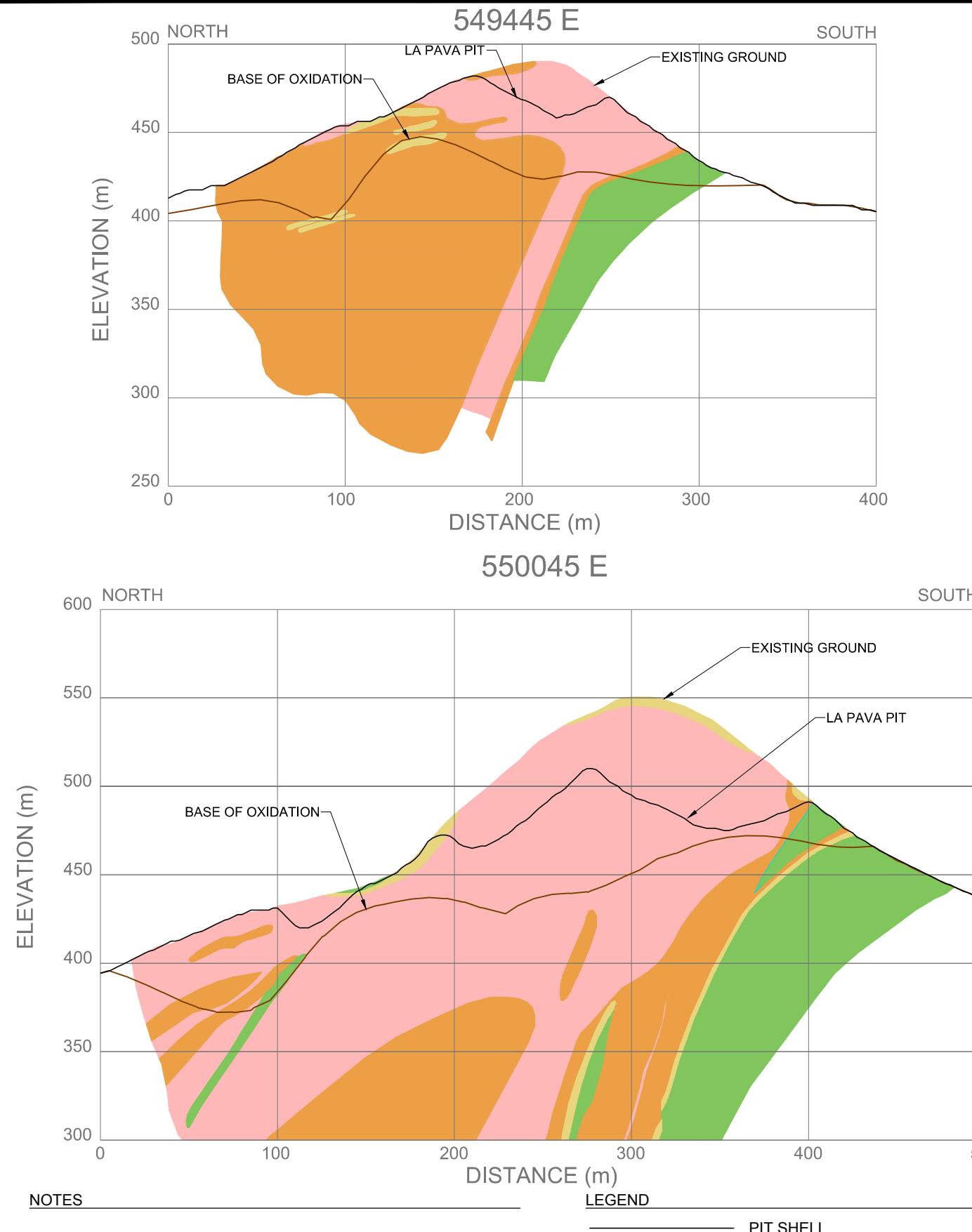
	INTENSE SILICA (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>SILICA</u> IN TEXT
	SILICA - CLAY (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>SILICA-CLAY</u> IN TEXT
	CLAY (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>CLAY</u> IN TEXT
	FRESH - WEAK CLAY	REFERRED TO AS FRESH IN TEXT

PROJECT PERSHIMCO RESOURCES INC.
 PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

BEDROCK GEOLOGY LA PAVA PIT

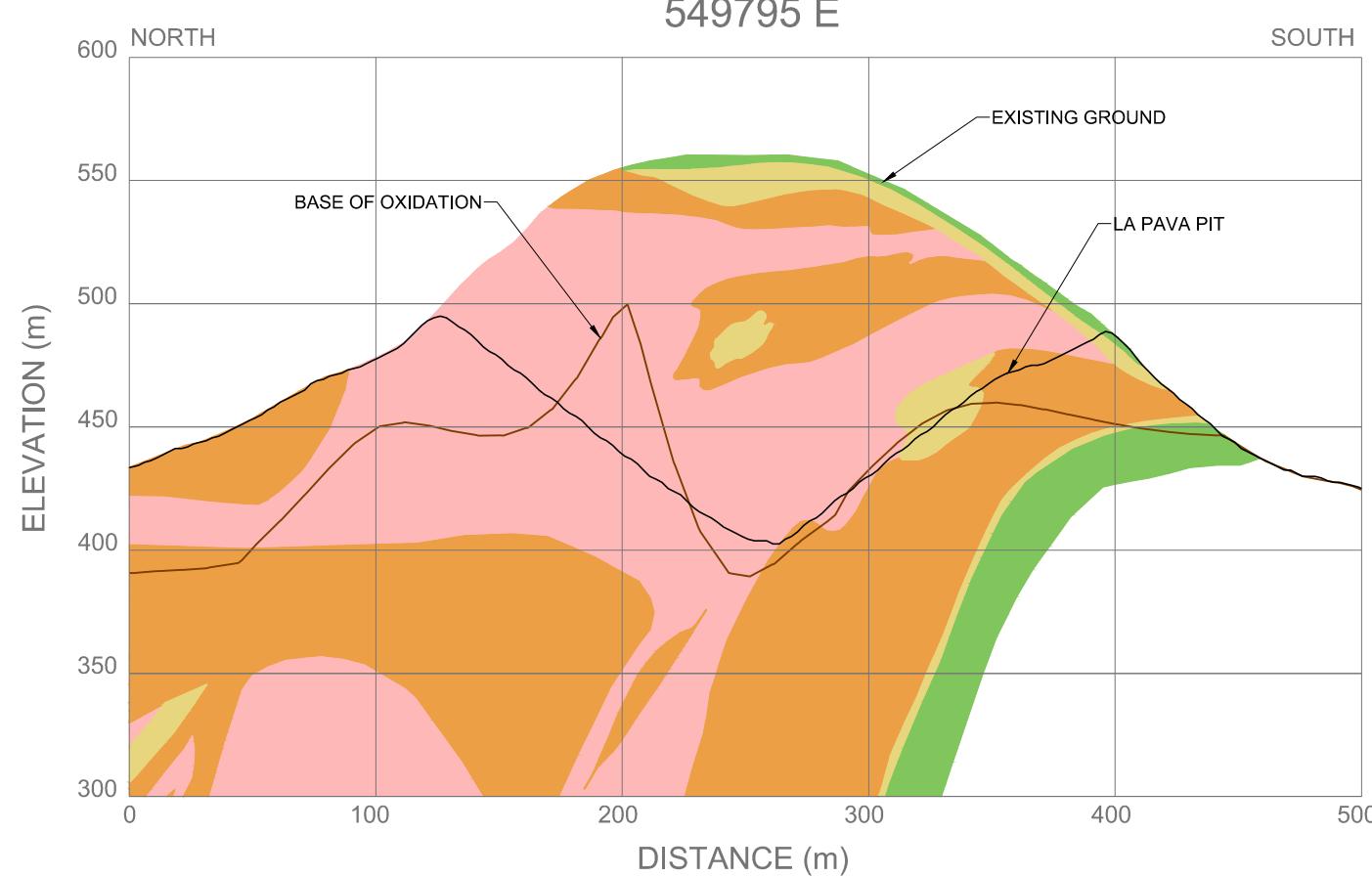


JECT No.		130-0709		File#	Alteration Map FIGURE 2.2
SIGN	GTL	11/18/2013		SCALE	AS SHOWN
ADD	BJE	11/18/2013		FIGURE	
ECK	-	-			
VIEW	-	-			
				2.2	



NOTES

1) ALTERATION MODEL PROVIDED BY PERSHIMCO RESOURCES INC.



0 60 120 180
SCALE METERS

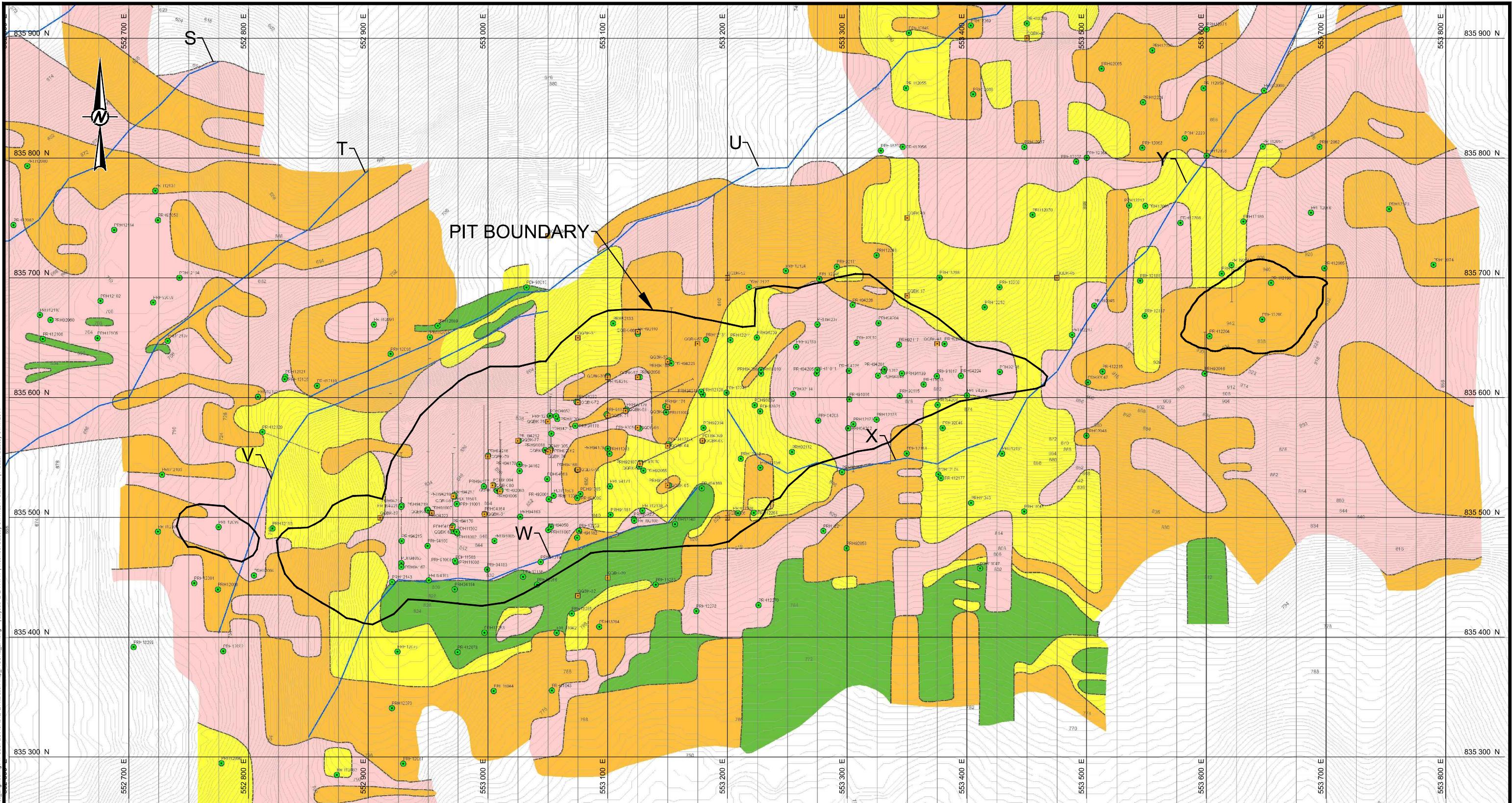
PROJECT PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

TITLE CROSS SECTIONS
LA PAVA

Golder Associates

PROJECT No.	130-0709	FILE No. Alteration Sections FIGURE
DESIGN	GTL	11/18/2013
CADD	SMB	11/21/2013
CHECK	-	-
REVIEW	-	-

FIGURE 2.3



NOTES

1) ALTERATION MAP AND CROSS SECTIONS PROVIDED BY PERSHIMCO RESOURCES INC.

LEGEND

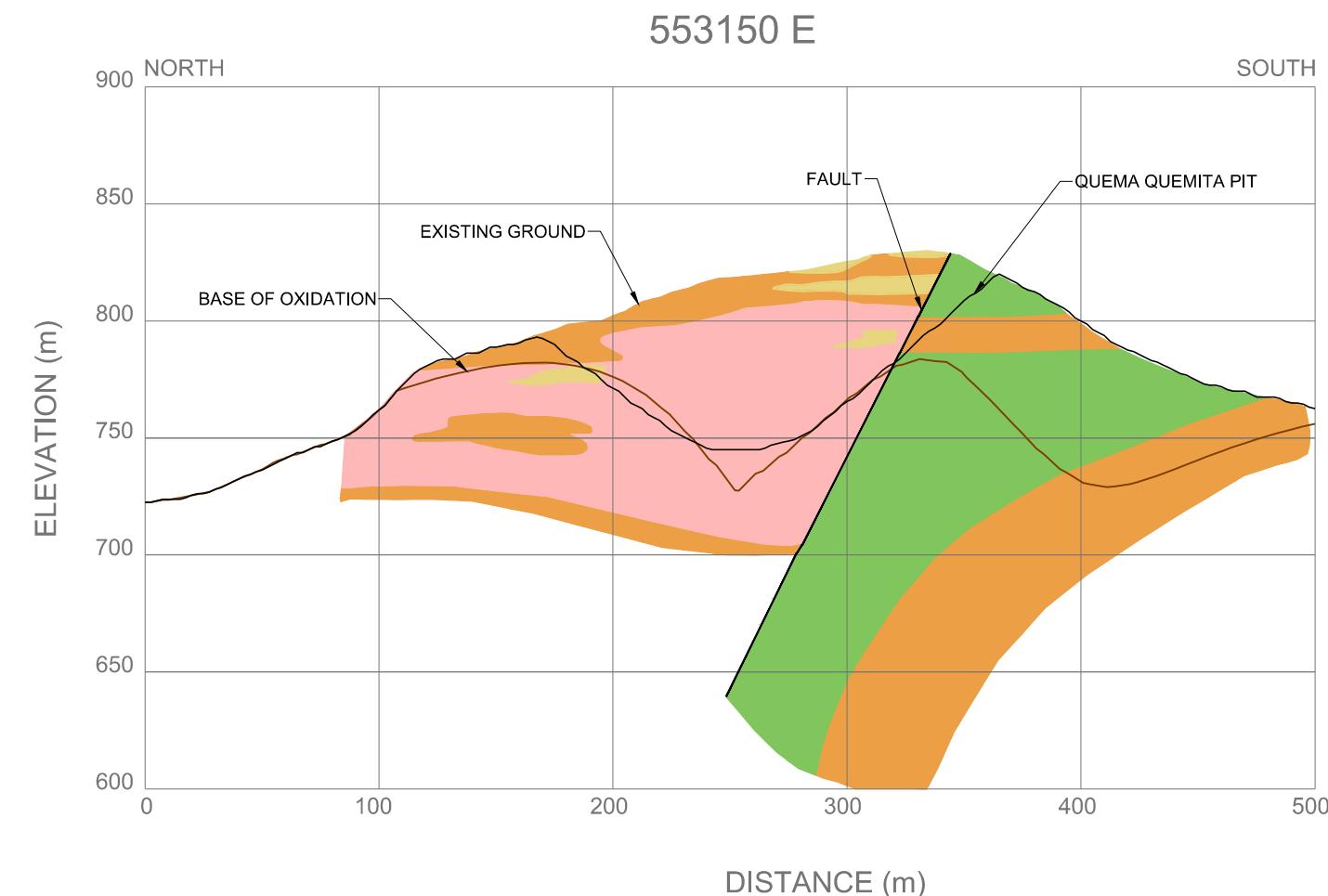
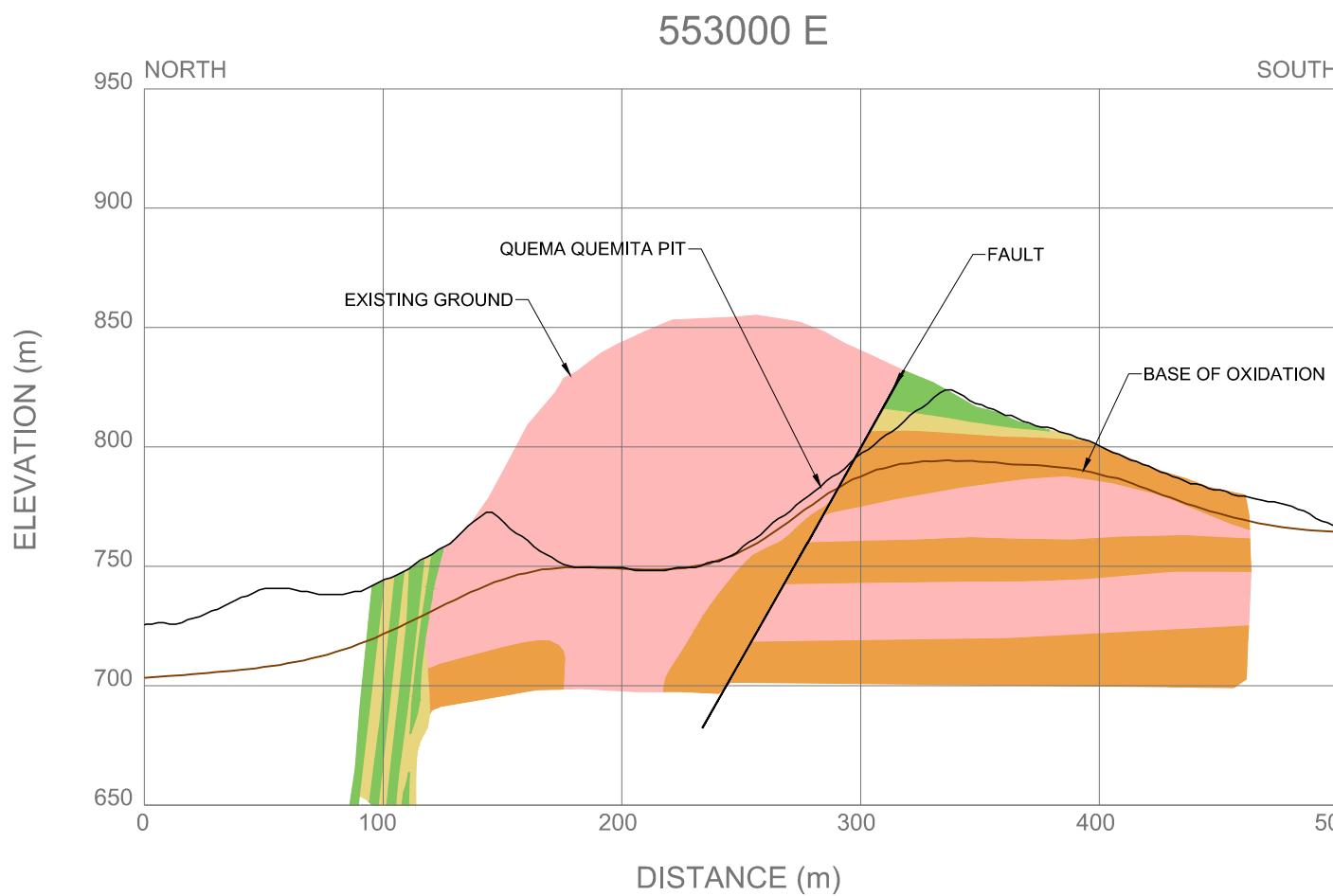
	INTENSE SILICA (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>SILICA</u> IN TEXT
	SILICA - CLAY (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>SILICA-CLAY</u> IN TEXT
	CLAY (PYRITE)	REFERRED TO AS <u>CLAY</u> IN TEXT
	FRESH - WEAK CLAY	REFERRED TO AS FRESH IN TEXT

PROJECT PERSHIMCO RESOURCES INC.
 PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

BEDROCK GEOLOGY QUEMA - QUEMITA



ECT No.		130-0709	FILE INQ Alteration Map, FIGURE_2.4
IGN	GTL	11/18/2013	SCALE AS SHOWN
DD	BJE	11/18/2013	FIGURE
CK	-	-	
NEW	-	-	2.4

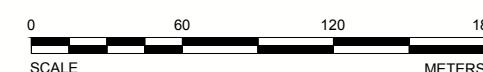


NOTES

1) ALTERATION MODEL PROVIDED BY PERSHIMCO RESOURCES INC.

LEGEND

PIT SHELL BASE OF OXIDE	
	INTENSE SILICA (PYRITE) REFERRED TO AS <u>SILICA</u> IN TEXT
	SILICA - CLAY (PYRITE) REFERRED TO AS <u>SILICA-CLAY</u> IN TEXT
	CLAY (PYRITE) REFERRED TO AS <u>CLAY</u> IN TEXT
	FRESH - WEAK CLAY REFERRED TO AS <u>FRESH</u> IN TEXT

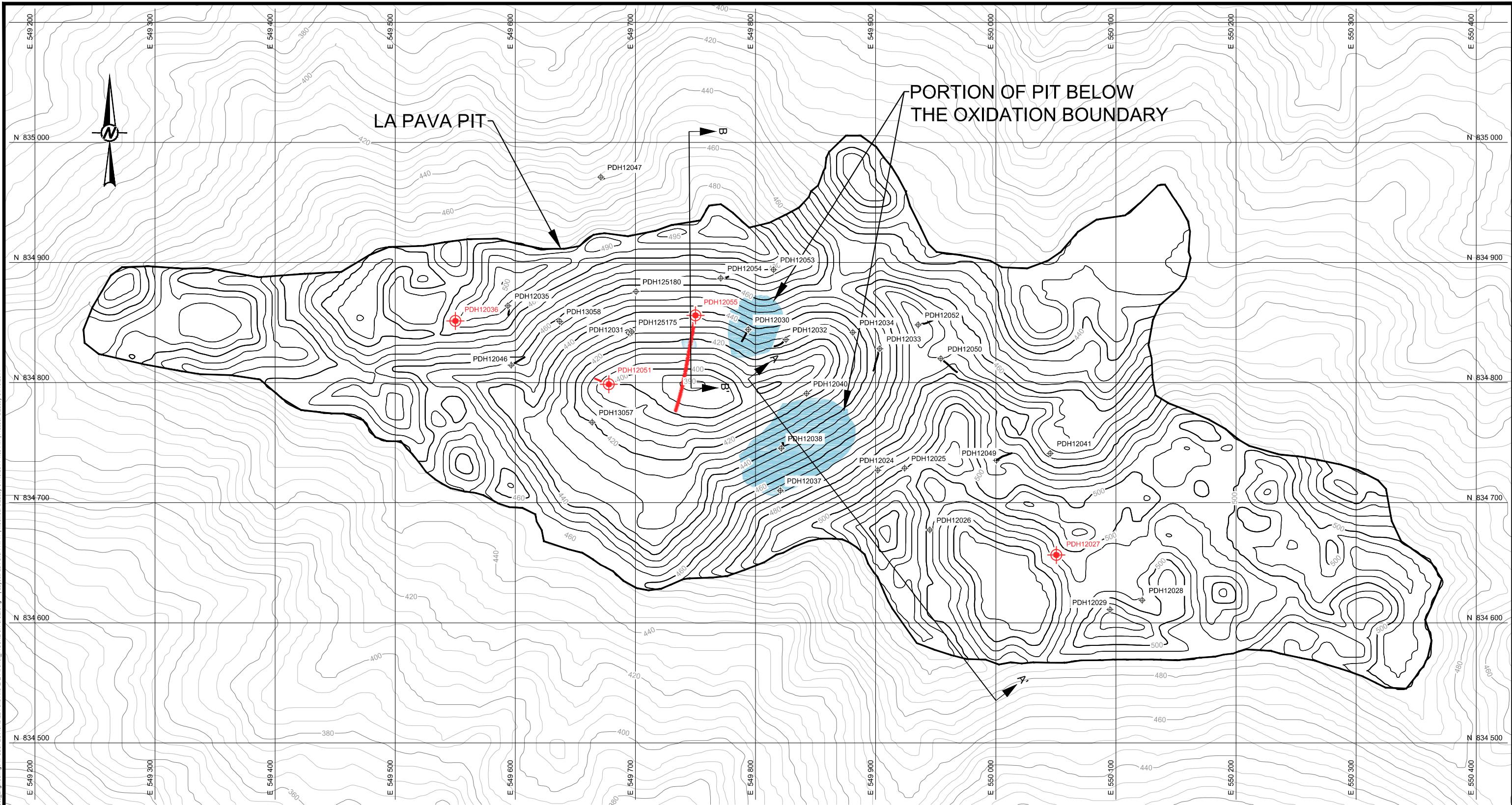


PROJECT PERSHIMCO RESOURCES INC.
PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

CROSS SECTIONS QUEMA-QUEMITA



PROJECT No.	130-0709		FILE No. Alteration Sections FIGURE
DESIGN	GTL	11/18/2013	SCALE AS SHOWN
CADD	SMB	11/21/2013	FIGURE
CHECK	-	-	
REVIEW	-	-	2.5



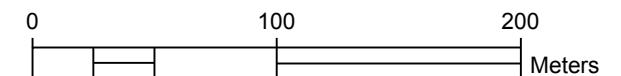
NOTES

1) PIT SHELL AND TOPOGRAPHY FROM P & E MINING
CONSULTANTS INC. TITLED "LA PAVA 100% PIT SHELL.DXF"
DATED 11-5-2013

LEGEND

 PDH12038 Exploration Coreholes with RQD Measurements Summarized by Golder

 PDH12027 Exploration Coreholes Reviewed by Golder

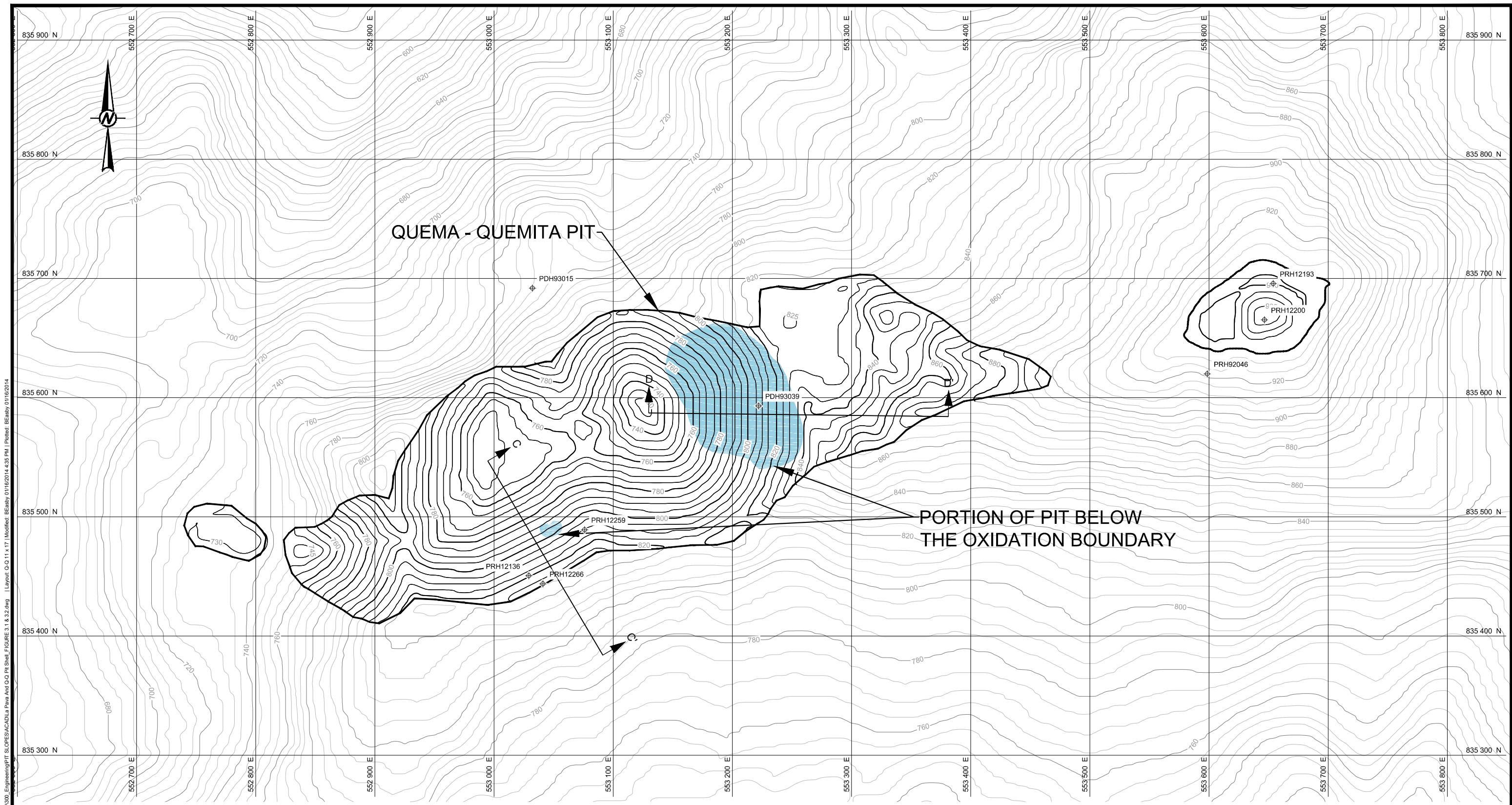


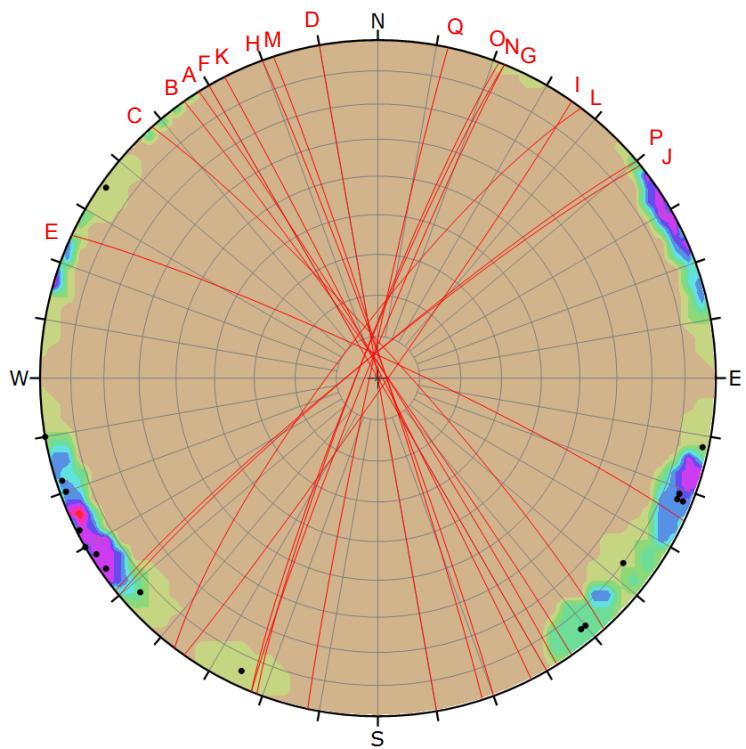
PROJECT PERSHIMCO RESOURCES INC.
 PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
TITLE LOS SANTOS, PANAMA

LA PAVA OXIDE PIT SHELL

 Golder Associates	PROJECT No.	1304070	Printed On Q Pit Shell FIGURE 3.1 & 3.2
	DESIGN	GTL	11/18/2013
	CADD	BJE	11/18/2013
	CHECK	-	-
	REVIEW	-	-
			3.1

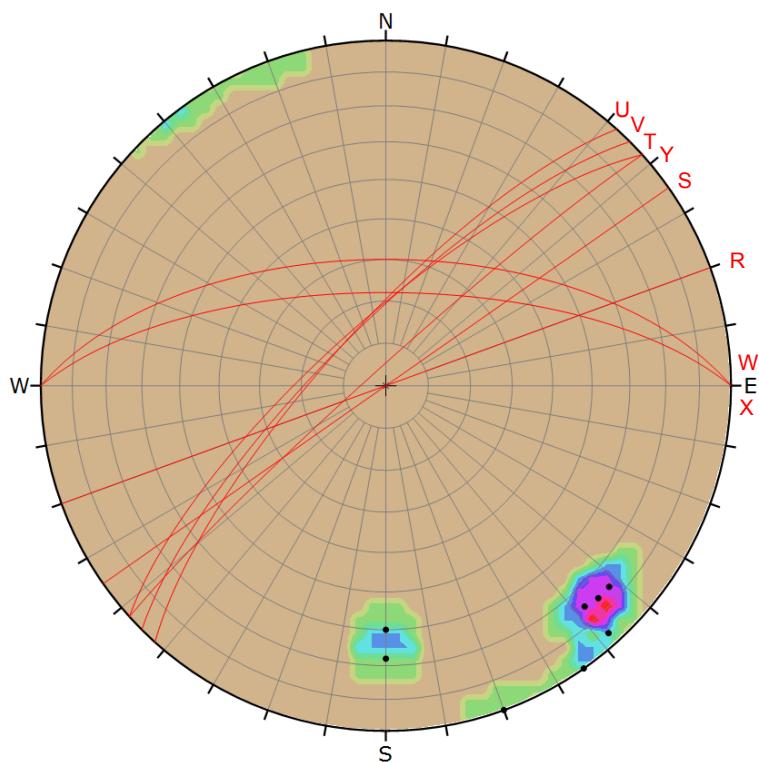
3.1





LA PAVA

Symbol	Feature
●	Pole Vectors
Color	Density Concentrations
[Color Scale]	0.00 - 3.00 3.00 - 6.00 6.00 - 9.00 9.00 - 12.00 12.00 - 15.00 15.00 - 18.00 18.00 - 21.00 21.00 - 24.00 24.00 - 27.00 27.00 - 30.00
Maximum Density	29.41%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Schmidt
Counting Circle Size	1.0%
Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	17 (17 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

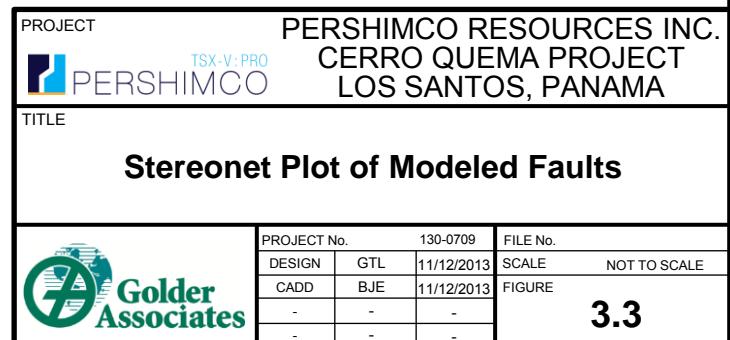


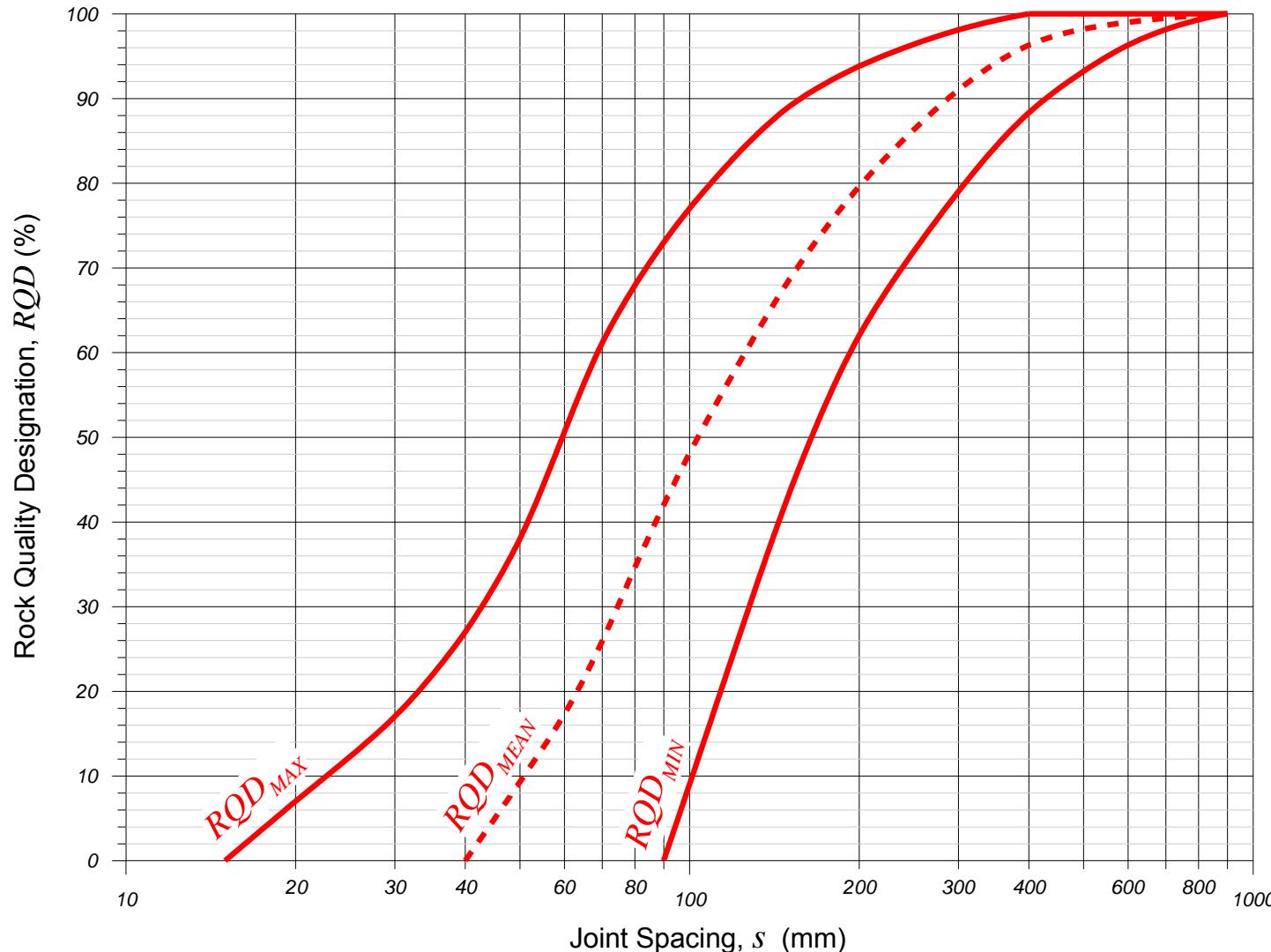
QUEMA-QUEMITA

Symbol	Feature
●	Pole Vectors
Color	Density Concentrations
[Color Scale]	0.00 - 5.00 5.00 - 10.00 10.00 - 15.00 15.00 - 20.00 20.00 - 25.00 25.00 - 30.00 30.00 - 35.00 35.00 - 40.00 40.00 - 45.00 45.00 - 50.00
Maximum Density	50.00%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Schmidt
Counting Circle Size	1.0%
Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	8 (8 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Notes

- Fault labels correspond to faults shown in Figure 2.2 and 2.4





Notes

Reference: Bieniawski, 1989

PROJECT TSX-V:PRO
PERSHIMCO
 PERSHIMCO RESOURCES INC.
 CERRO QUEMA PROJECT
 LOS SANTOS, PANAMA

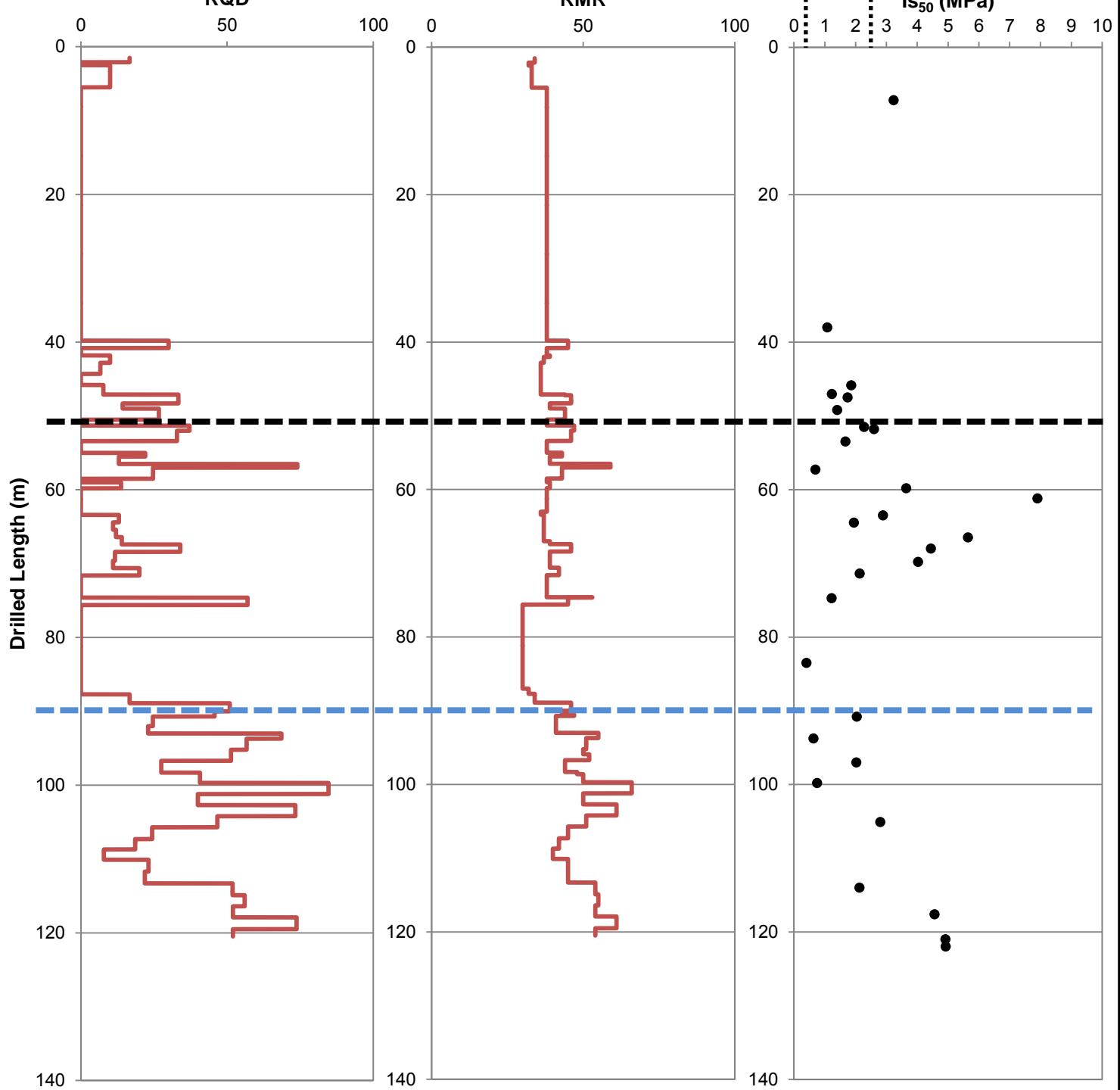
TITLE

Correlation between RQD and Joint Spacing



PROJECT No.	130-0709		FILE No.	0
DESIGN	GL	11/13/2013	SCALE	NOT TO SCALE
CADD	BJE	11/13/2013	FIGURE	3.4
-	-	-		
-	-	-		

PDH-12-027



Notes

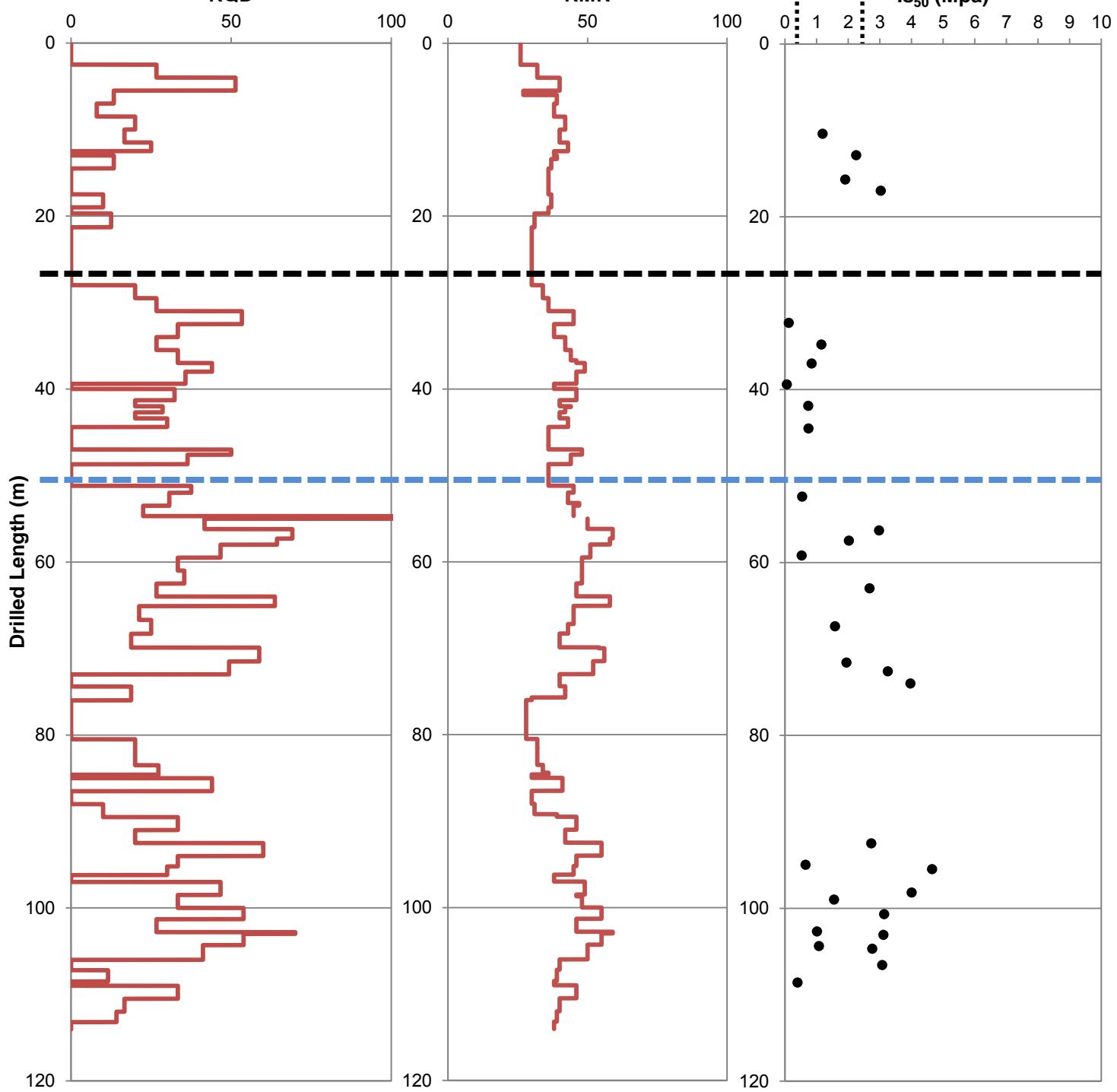
— Approximate intersection with La Pava oxide pit

- - - Approximate intersection with Oxide Boundary

- 1) Is_{50} correlation to ISRM rock strength index assumes a conversion factor of N=21

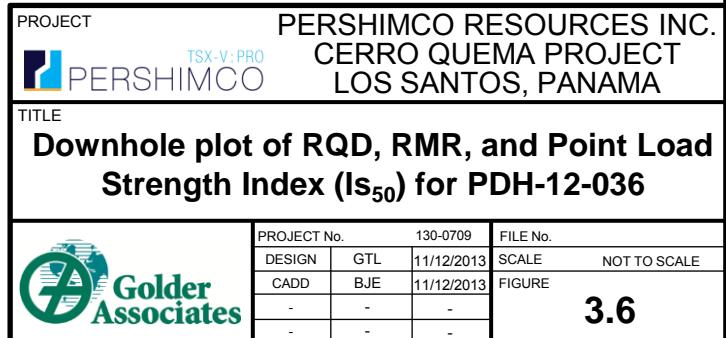
PROJECT	PERSHIMCO RESOURCES INC.	
TSX-V:PRO		PERSHIMCO
CERRO QUEMA PROJECT		
LOS SANTOS, PANAMA		
TITLE	Downhole plot of RQD, RMR, and Point Load Strength Index (Is_{50}) for PDH-12-027	
 Golder Associates		
PROJECT No.	130-0709	FILE No.
DESIGN	GTL	11/12/2013
CADD	BJE	11/12/2013
-	-	-
-	-	-
SCALE		NOT TO SCALE
FIGURE		3.5

PDH-12-036

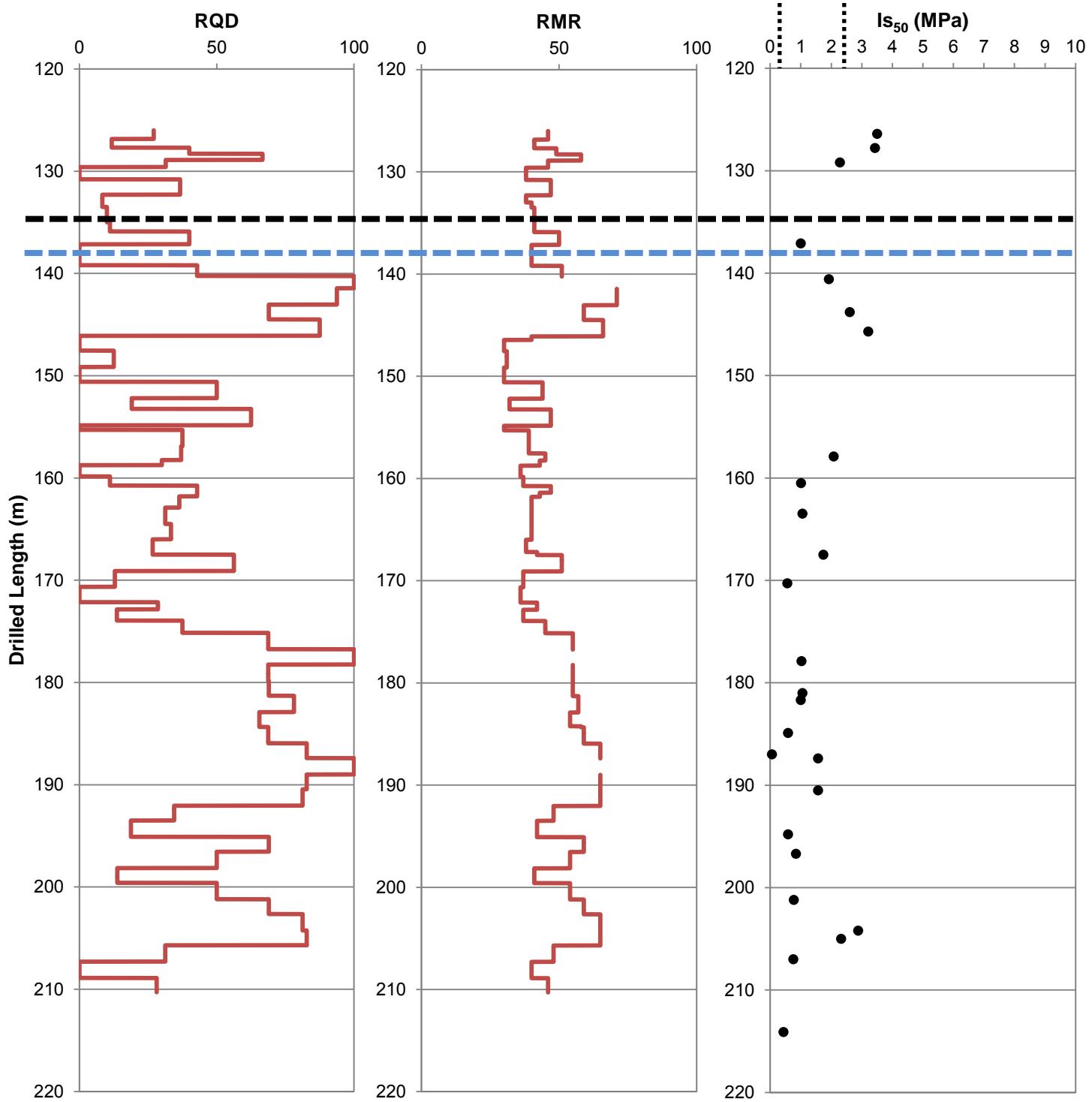


Notes

- Approximate intersection with La Pava oxide pit
- - - Approximate intersection with Oxide Boundary
- 1) Is₅₀ correlation to ISRM rock strength index assumes a conversion factor of N=21



PDH-12-051



Notes

— Approximate intersection with La Pava oxide pit

- - - - Approximate intersection with Oxide Boundary

- 1) PDH-12-051 pre-collared by RC drilling at a depth of 126 m.
- 2) Is₅₀ correlation to ISRM rock strength index assumes a conversion factor of N=21

PROJECT
PERSHIMCO TSX-V:PRO
PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

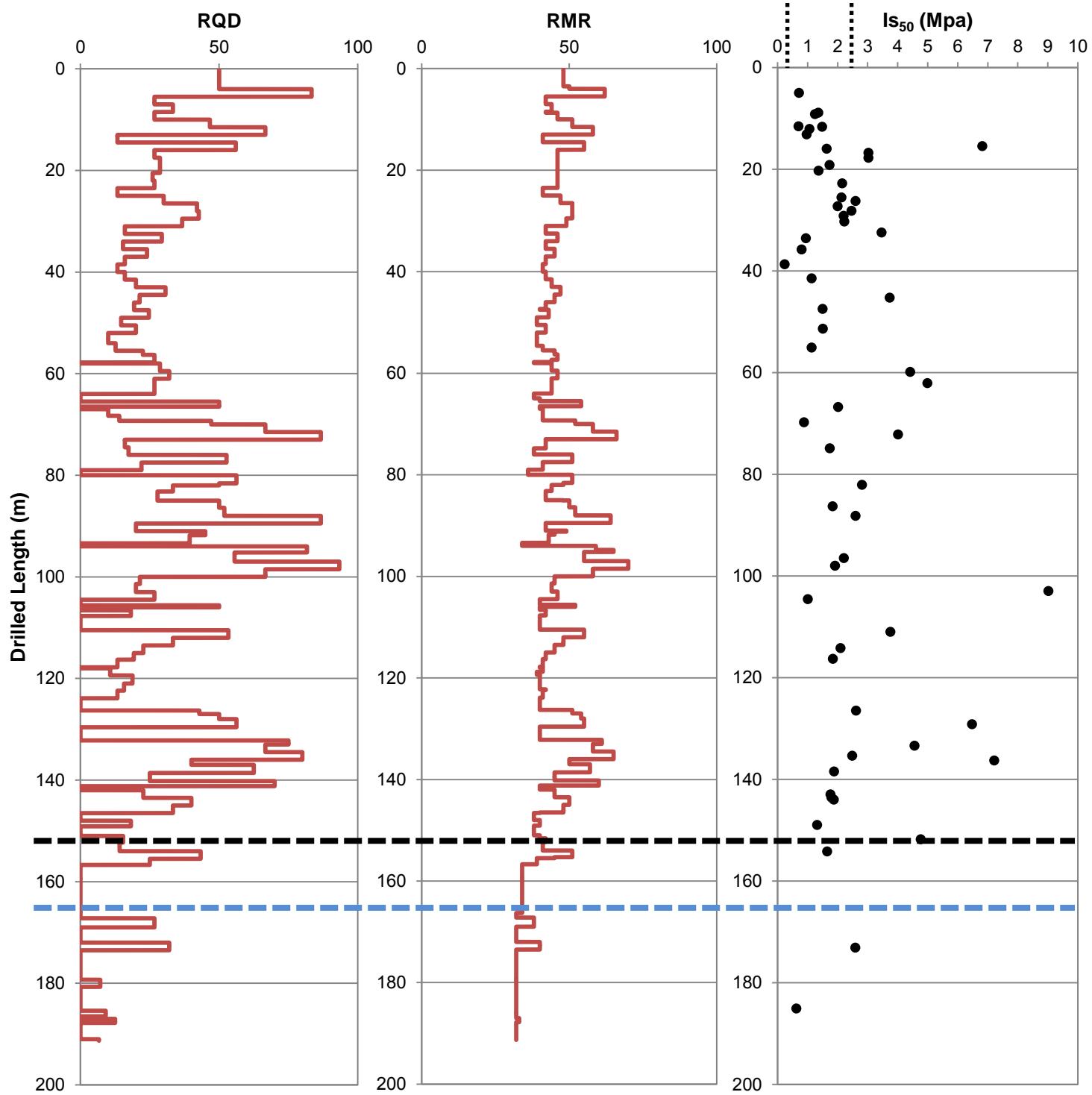
TITLE
Downhole plot of RQD, RMR, and Point Load Strength Index (Is₅₀) for PDH-12-051



PROJECT No.		130-0709	FILE No.	
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE	NOT TO SCALE
CADD	BJE	11/12/2013	FIGURE	
-	-	-		
-	-	-		

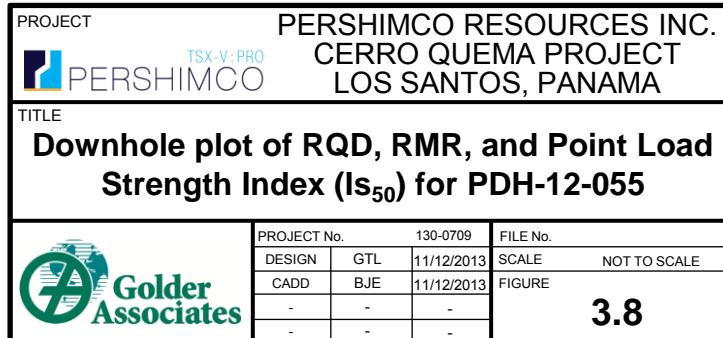
3.7

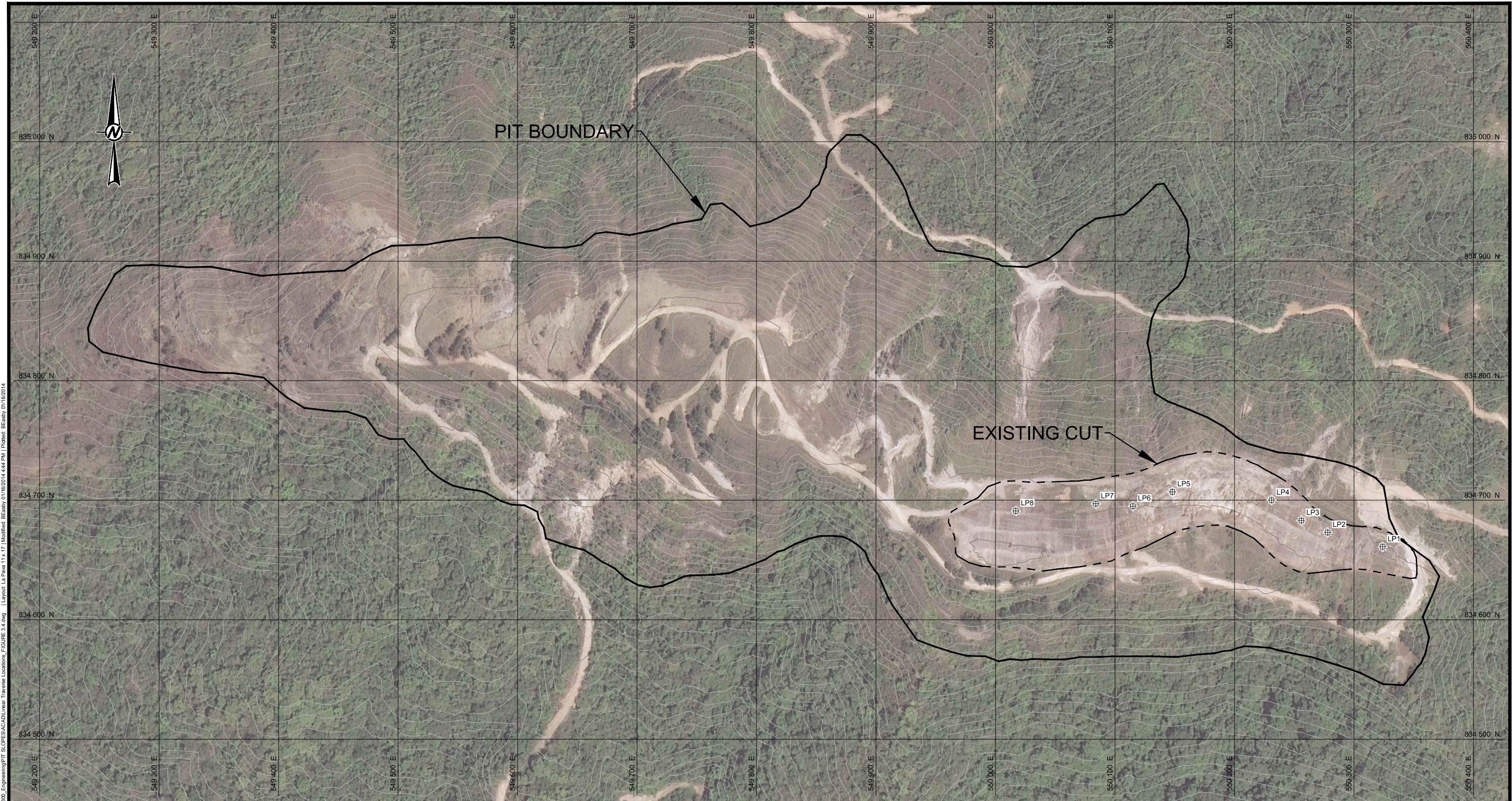
PDH-12-055

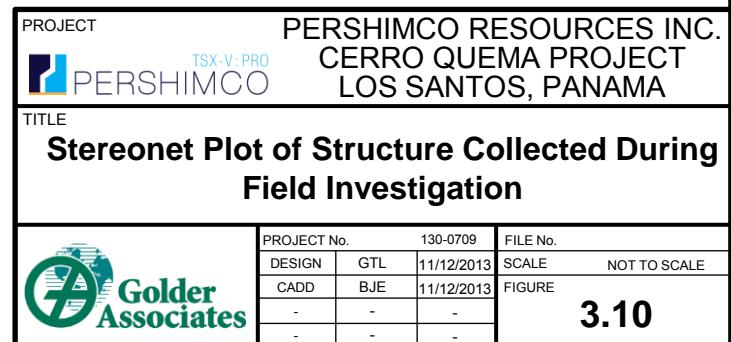
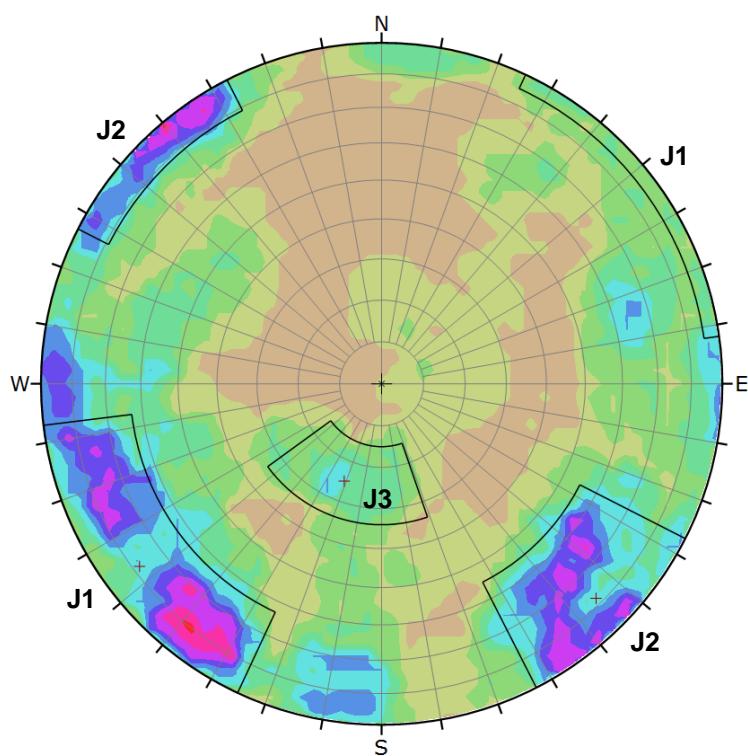
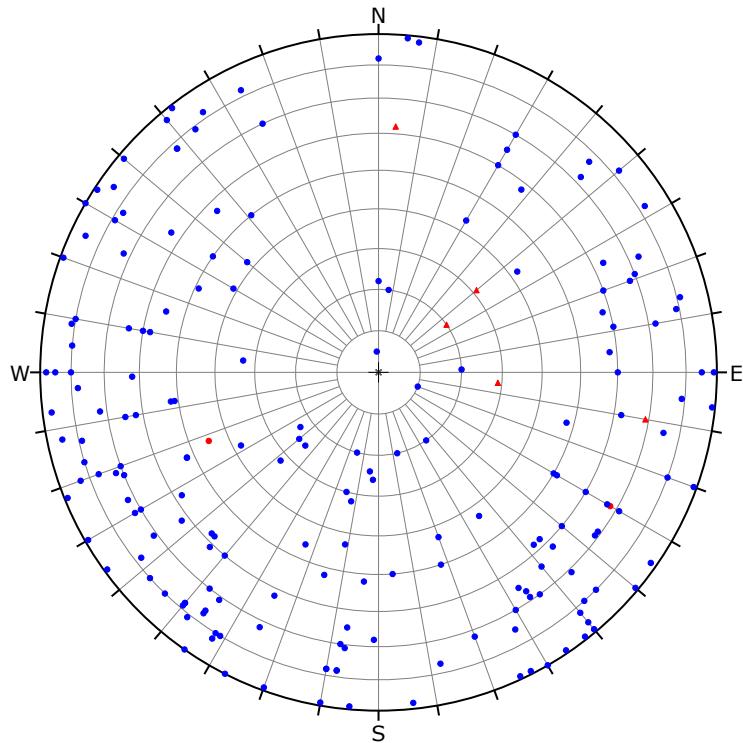


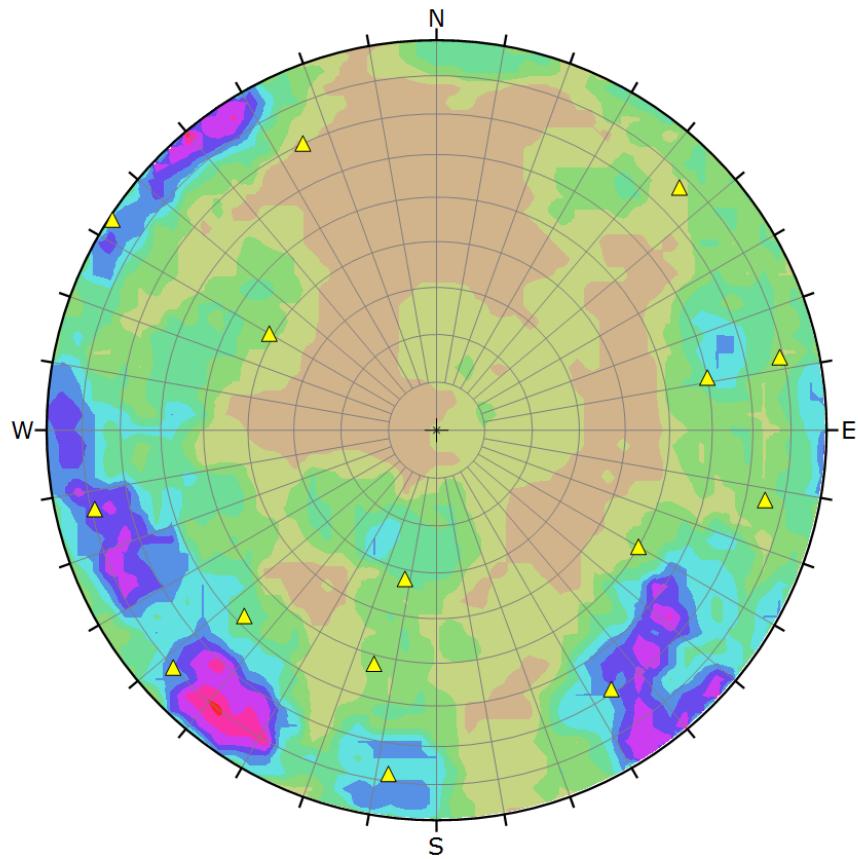
Notes

- Approximate intersection with La Pava oxide pit
- - - Approximate intersection with Oxide Boundary
- 1) Is₅₀ correlation to ISRM rock strength index assumes a conversion factor of N=21









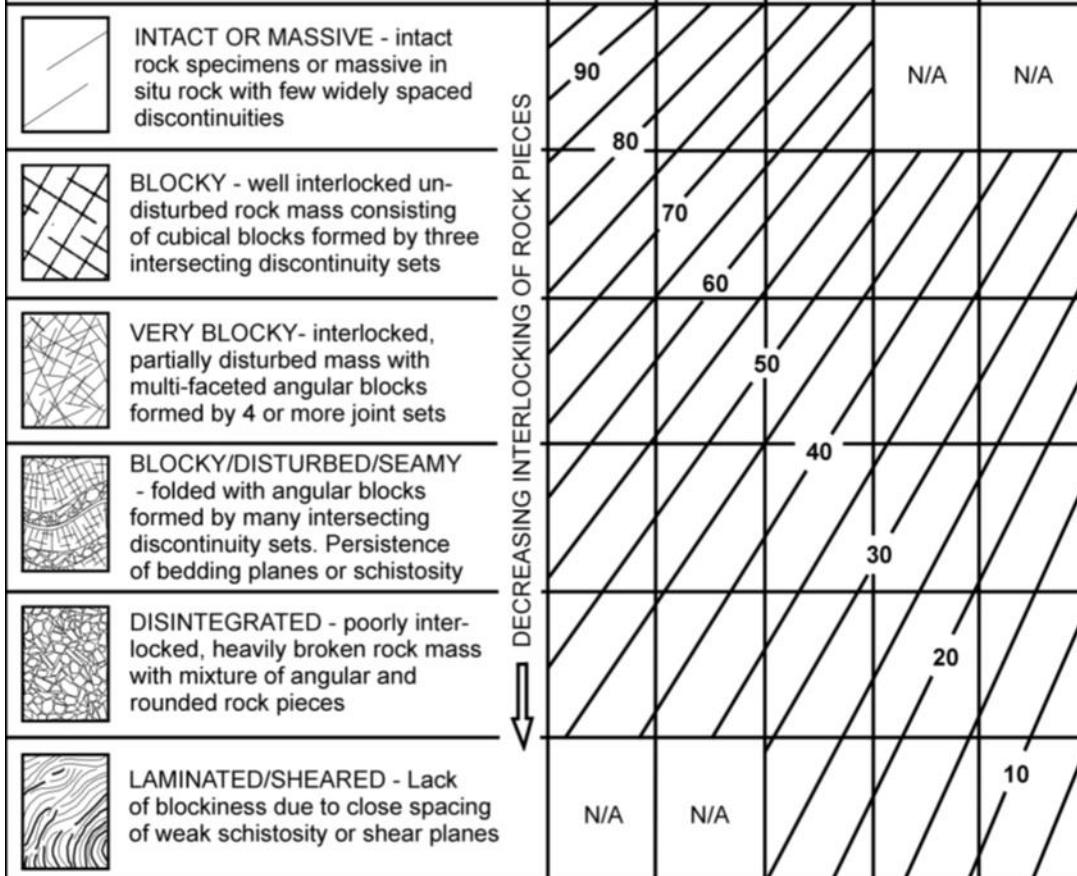
Symbol	STATION ID	Quantity
▲	Quemita	15
	Others	184
Color		Density Concentrations
		0.00 - 0.80
		0.80 - 1.60
		1.60 - 2.40
		2.40 - 3.20
		3.20 - 4.00
		4.00 - 4.80
		4.80 - 5.60
		5.60 - 6.40
		6.40 - 7.20
		7.20 - 8.00
Maximum Density		7.54%
Contour Data		Pole Vectors
Contour Distribution		Schmidt
Counting Circle Size		2.0%
Plot Mode		Pole Vectors
Vector Count		199 (195 Entries)
Hemisphere		Lower
Projection		Equal Area

PROJECT PERSHIMCO TSX-V:PRO	PERSHIMCO RESOURCES INC. CERRO QUEMA PROJECT LOS SANTOS, PANAMA					
TITLE						
Stereonet Plot of Structure Collected at La Pava with Structure Collected at Quema-Quemita Overlay						
 Golder Associates			3.11			
PROJECT No.	130-0709	FILE No.				
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE NOT TO SCALE			
CADD	BJE	11/12/2013	FIGURE			
-	-	-				
-	-	-				

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)

From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.

STRUCTURE



PROJECT



TSX-V: PRG
PERSHIMCO

TITLE

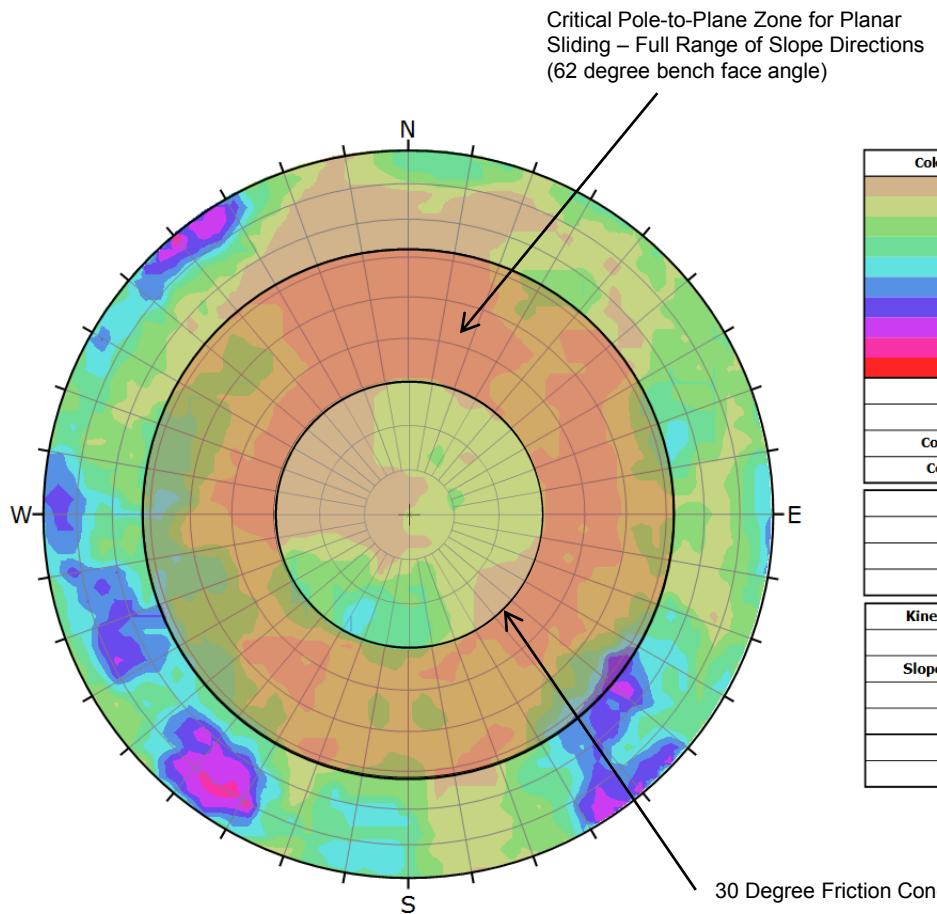
PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

Geological Strength Index (GSI)



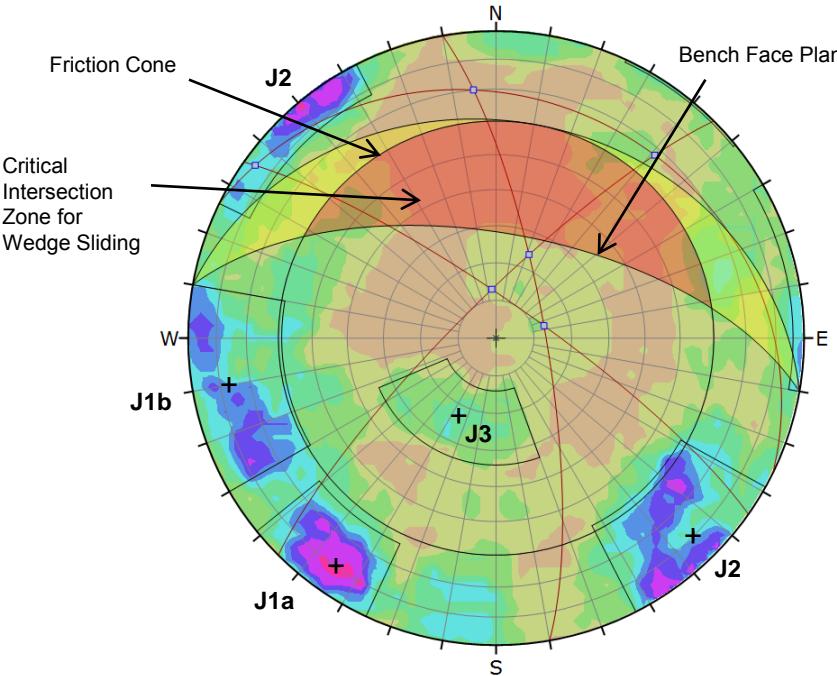
PROJECT No.	130-0709		FILE No.	
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE	NOT TO SCALE
CADD	BJE	11/12/2013	FIGURE	
-	-	-		
-	-	-		

3.12

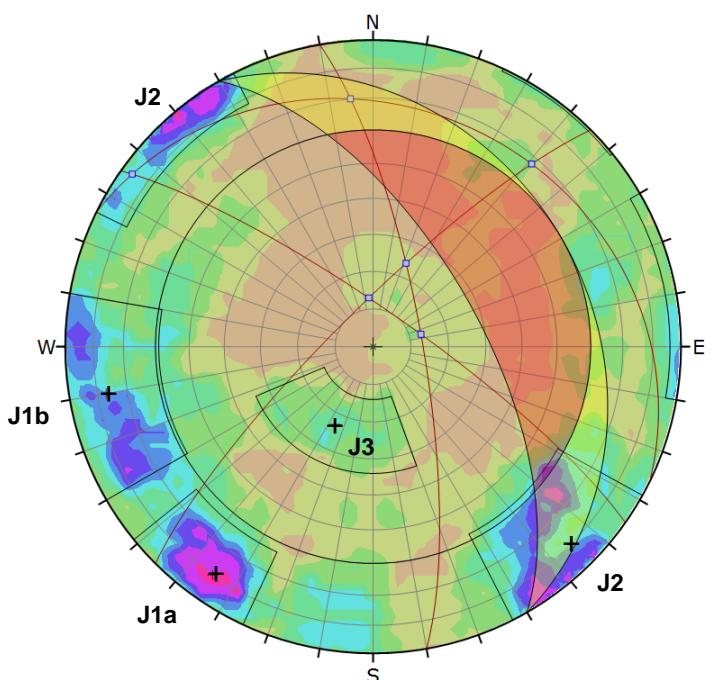


Color	Density Concentrations		
0.00	-	0.90	
0.90	-	1.80	
1.80	-	2.70	
2.70	-	3.60	
3.60	-	4.50	
4.50	-	5.40	
5.40	-	6.30	
6.30	-	7.20	
7.20	-	8.10	
8.10	-	9.00	
Maximum Density		8.15%	
Contour Data		Pole Vectors	
Contour Distribution		Schmidt	
Counting Circle Size		2.0%	
Plot Mode		Pole Vectors	
Vector Count		184 (180 Entries)	
Hemisphere		Lower	
Projection		Equal Area	
Kinematic Analysis		Planar Sliding	
Slope Dip		62	
Slope Dip Direction		ALL	
Friction Angle		30°	
Lateral Limits			
	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	34	180	18.89

PROJECT PERSHIMCO TSX-V:PRO	PERSHIMCO RESOURCES INC. CERRO QUEMA PROJECT LOS SANTOS, PANAMA		
TITLE	Kinematic Analyses - Potential for Bench-Scale Plane Shear Failure Mechanism		
Golder Associates	PROJECT No. 130-0709 FILE No. DESIGN GTL 11/12/2013 SCALE NOT TO SCALE CADD BJE 11/12/2013 FIGURE - - - - - -		
			5.1



Symbol	Feature		
■	Critical Intersection		
□	Intersection		
Density Concentrations			
Color	0.00 - 0.90 0.90 - 1.80 1.80 - 2.70 2.70 - 3.60 3.60 - 4.50 4.50 - 5.40 5.40 - 6.30 6.30 - 7.20 7.20 - 8.10 8.10 - 9.00		
Maximum Density	8.15%		
Contour Data	Pole Vectors		
Contour Distribution	Schmidt		
Counting Circle Size	2.0%		
Kinematic Analysis			
Slope Dip	62		
Slope Dip Direction	10		
Friction Angle	30°		
	Critical Total %		
Wedge Sliding	0 6 0.00%		
Color Dip Dip Direction Label			
Mean Set Planes			
1m	80	315	J1
2m	80	35	J2a
3m	77	80	J2b
4m	23	26	J3
Plot Mode			
Vector Count	Pole Vectors 184 (180 Entries)		
Intersection Mode	Mean Set Planes		
Intersections Count	6		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Area		



Symbol	Feature		
■	Critical Intersection		
□	Intersection		
Density Concentrations			
Color	0.00 - 0.90 0.90 - 1.80 1.80 - 2.70 2.70 - 3.60 3.60 - 4.50 4.50 - 5.40 5.40 - 6.30 6.30 - 7.20 7.20 - 8.10 8.10 - 9.00		
Maximum Density	8.15%		
Contour Data	Pole Vectors		
Contour Distribution	Schmidt		
Counting Circle Size	2.0%		
Kinematic Analysis			
Slope Dip	62		
Slope Dip Direction	60		
Friction Angle	30°		
	Critical Total %		
Wedge Sliding	0 6 0.00%		
Color Dip Dip Direction Label			
Mean Set Planes			
1m	80	315	J1
2m	80	35	J2a
3m	77	80	J2b
4m	23	26	J3
Plot Mode			
Vector Count	Pole Vectors 184 (180 Entries)		
Intersection Mode	Mean Set Planes		
Intersections Count	6		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Area		

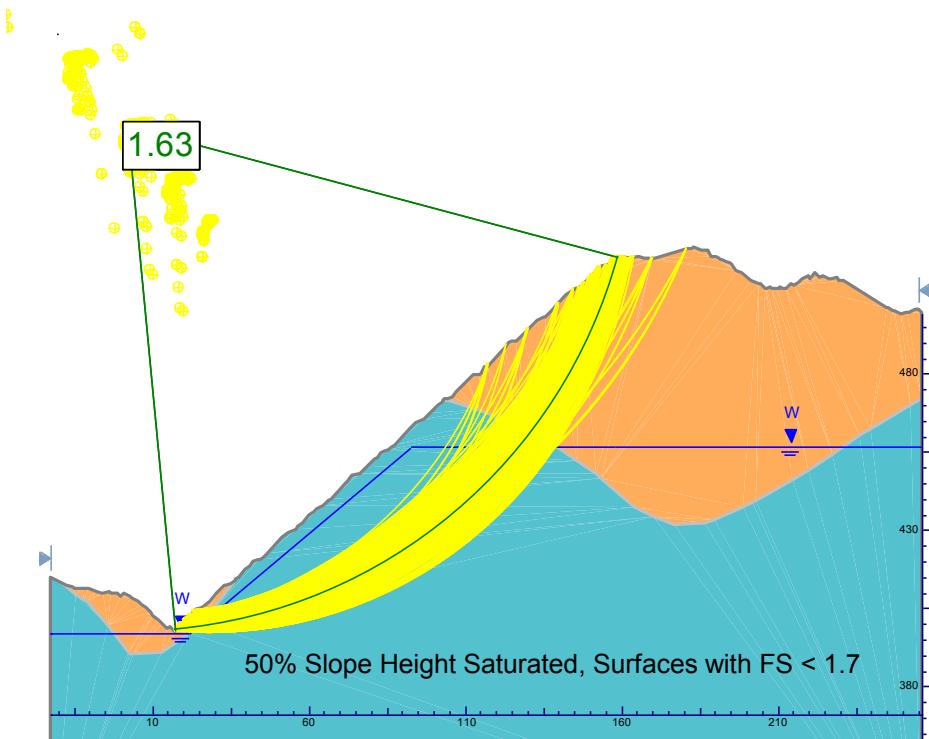
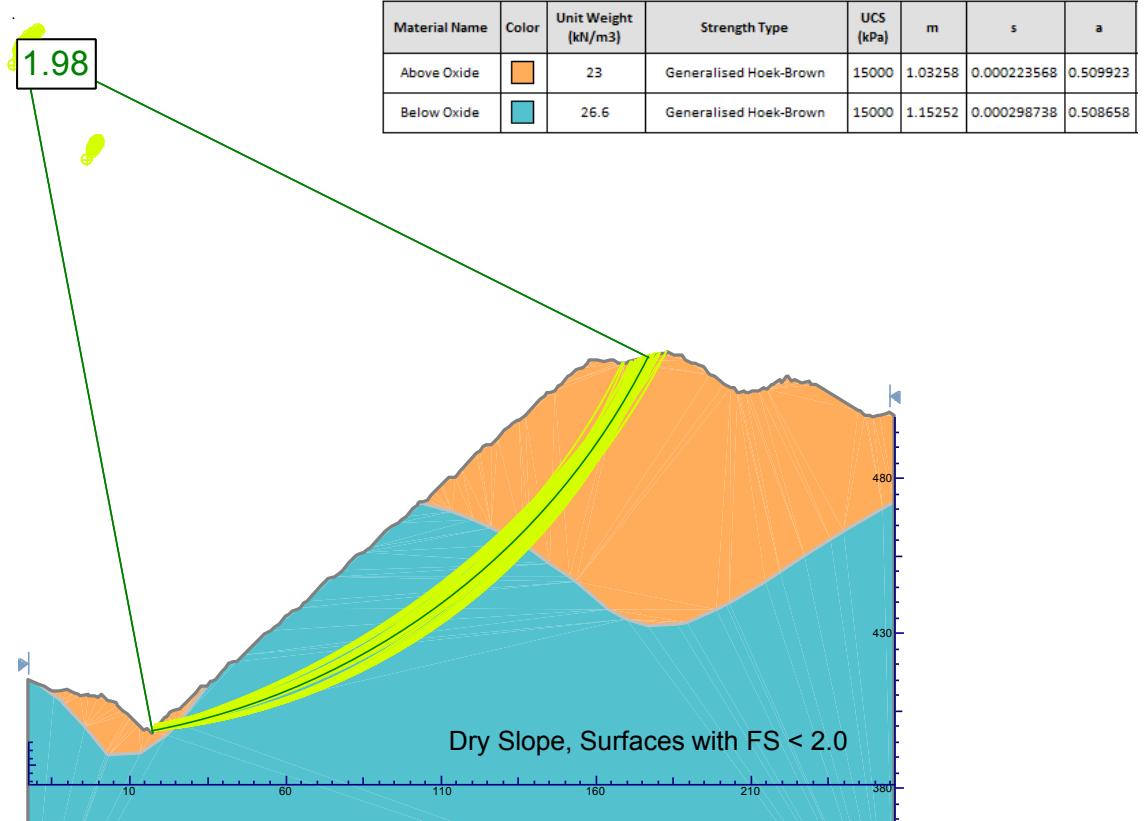
PROJECT TSX-V:PRO PERSHIMCO RESOURCES INC.
PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
 LOS SANTOS, PANAMA

TITLE

Kinematic Analyses - Potential for Bench-Scale Wedge Shear Failure Mechanism



PROJECT No.	130-0709	FILE No.
DESIGN	GTL	11/12/2013
CADD	BJE	11/12/2013
-	-	-
-	-	-
		FIGURE
		5.2



PROJECT TSX-V:PRO PERSHIMCO RESOURCES INC.
PERSHIMCO CERRO QUEMA PROJECT
 LOS SANTOS, PANAMA

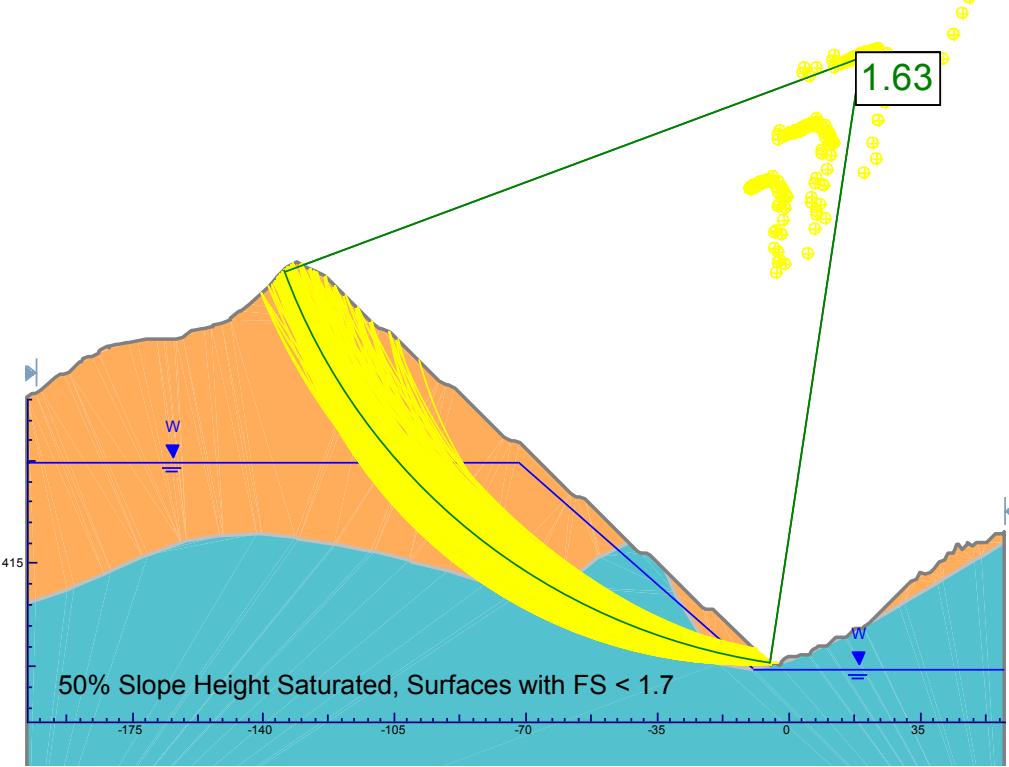
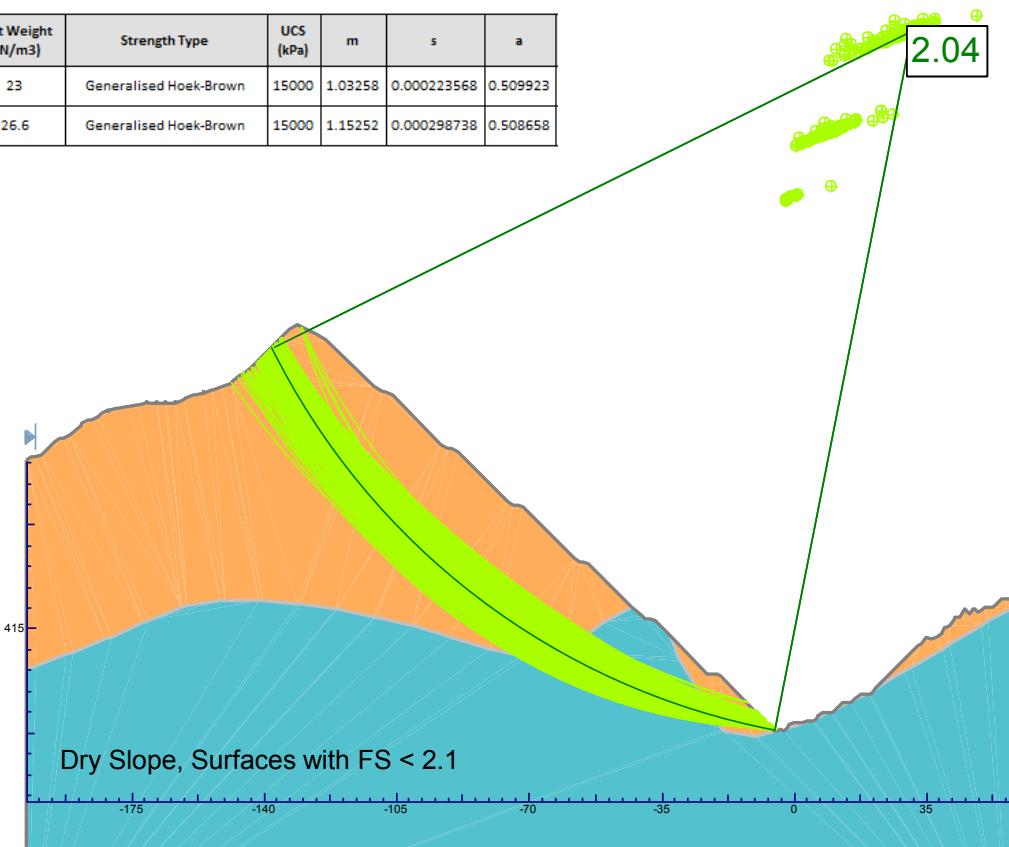
TITLE

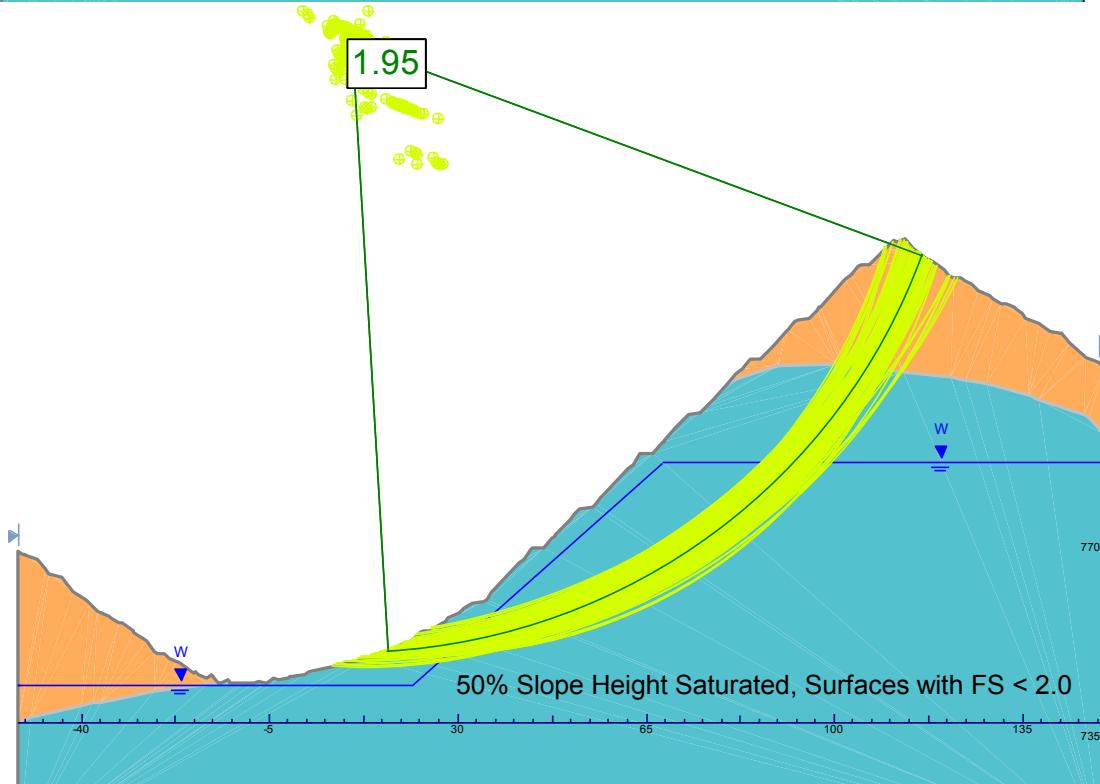
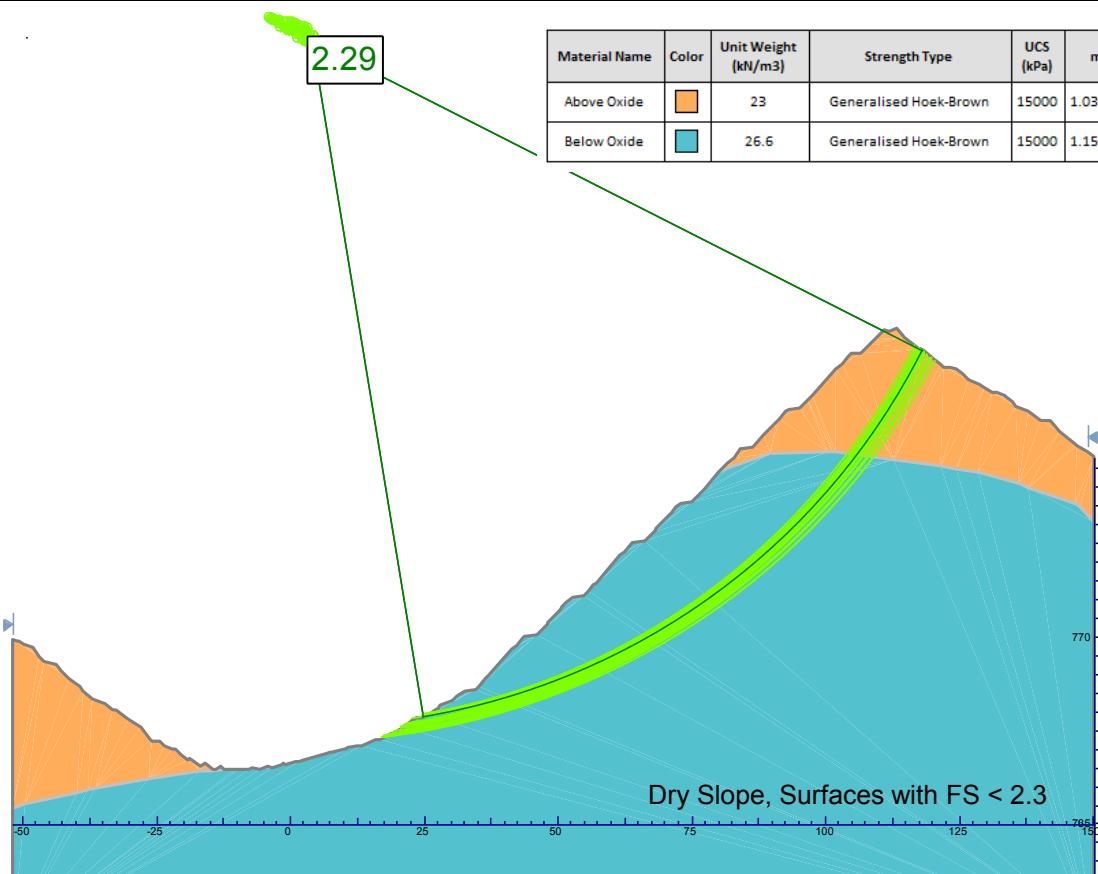
**Overall-slope Limit Equilibrium Analysis
 Section A – A'**



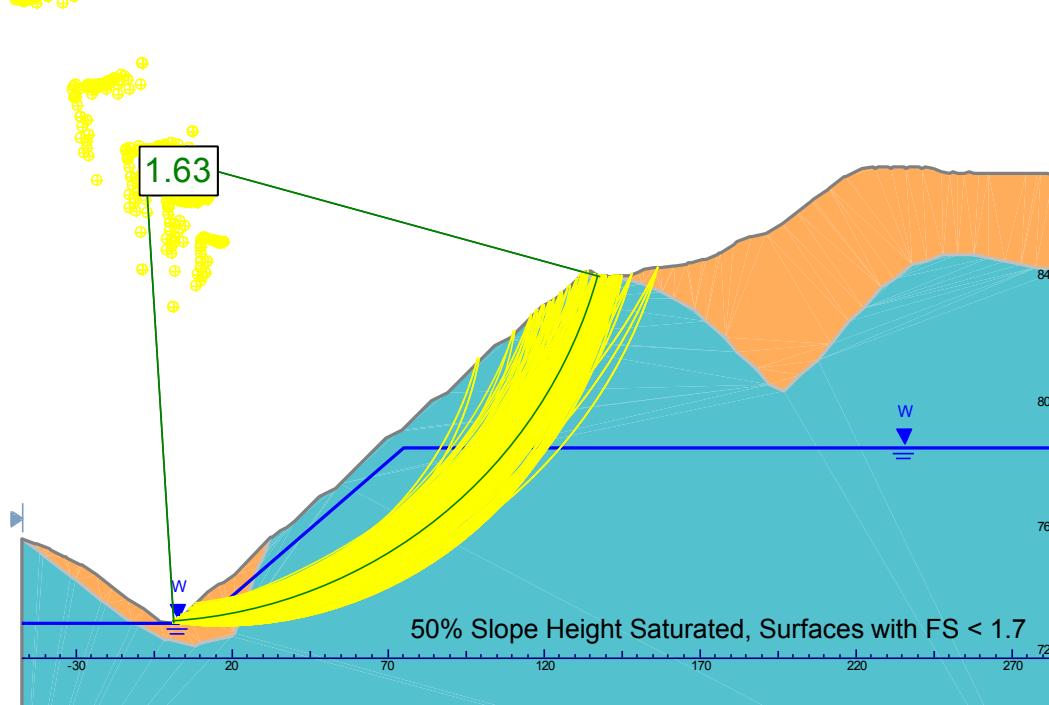
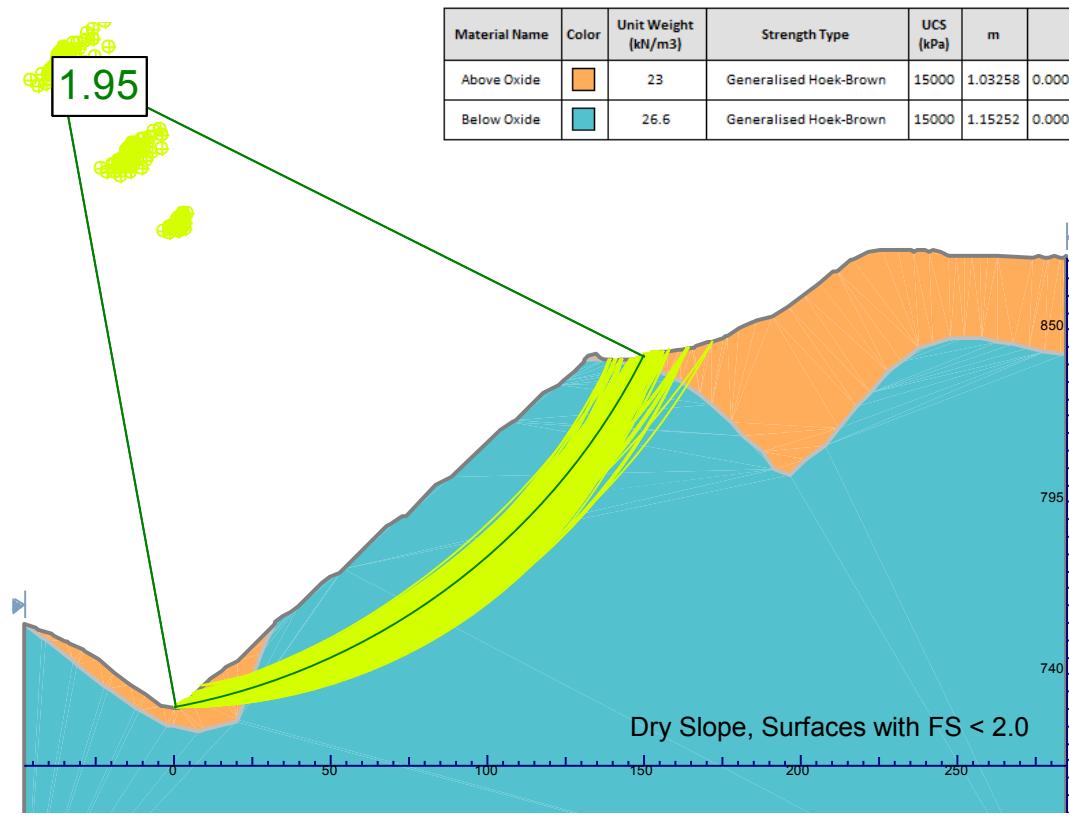
PROJECT No.	130-0709		FILE No.
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE
CADD	BJE	11/12/2013	NOT TO SCALE
-	-	-	FIGURE
-	-	-	5.3

Material Name	Color	Unit Weight (kN/m ³)	Strength Type	UCS (kPa)	m	s	a
Above Oxide	Orange	23	Generalised Hoek-Brown	15000	1.03258	0.000223568	0.509923
Below Oxide	Cyan	26.6	Generalised Hoek-Brown	15000	1.15252	0.000298738	0.508658





Material Name	Color	Unit Weight (kN/m³)	Strength Type	UCS (kPa)	m	s	a
Above Oxide	Orange	23	Generalised Hoek-Brown	15000	1.03258	0.000223568	0.509923
Below Oxide	Cyan	26.6	Generalised Hoek-Brown	15000	1.15252	0.000298738	0.508658



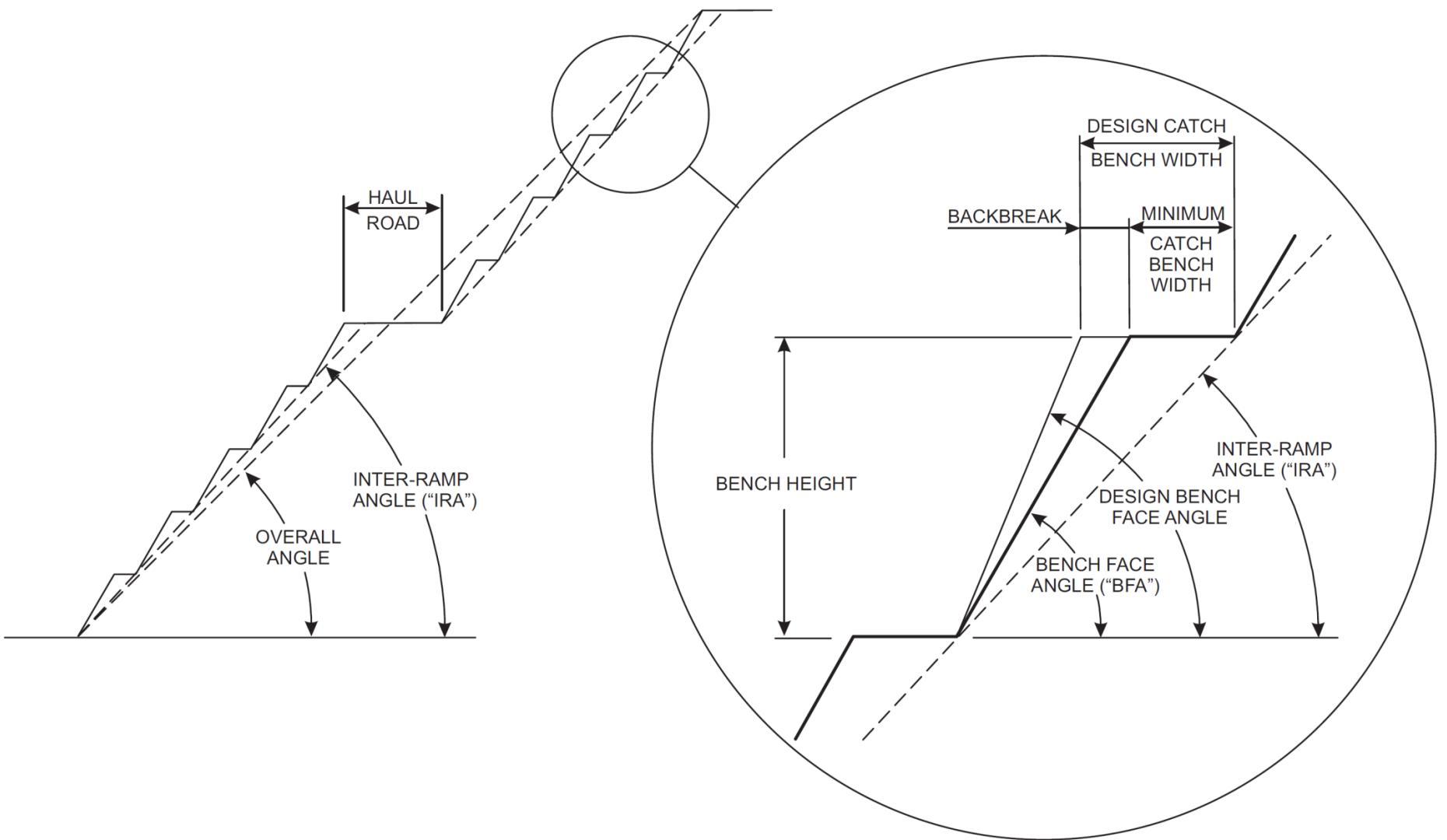
PROJECT
TSX-V:PRO
PERSHIMCO RESOURCES INC.
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

TITLE

**Overall-slope Limit Equilibrium Analysis
Section D – D'**



PROJECT No.	130-0709		FILE No.
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE
CADD	BJE	11/12/2013	NOT TO SCALE
-	-	-	FIGURE
-	-	-	5.6



PROJECT
 TSX-V:PRO
PERSHIMCO
 CERRO QUEMA PROJECT
 LOS SANTOS, PANAMA

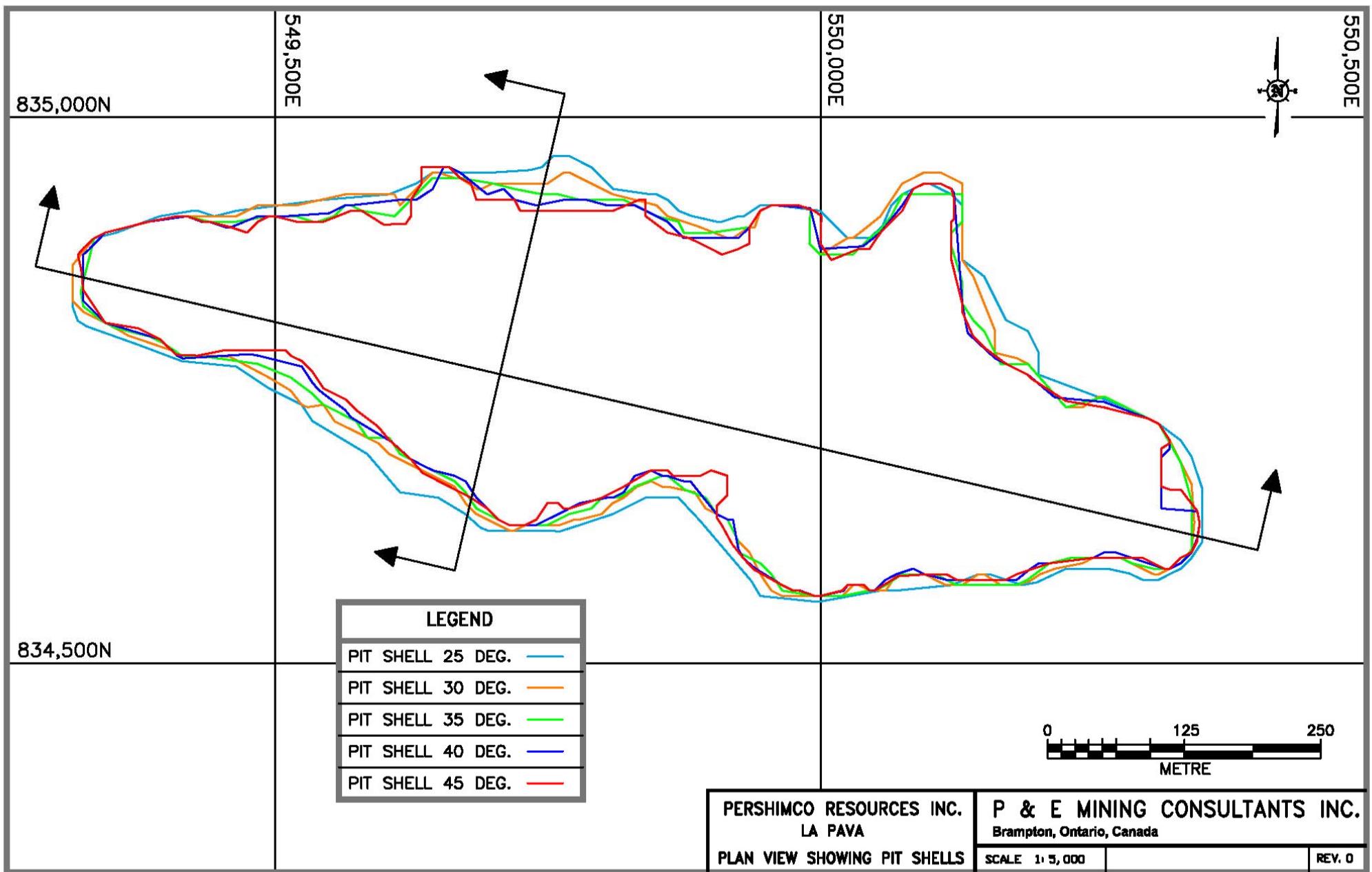
TITLE

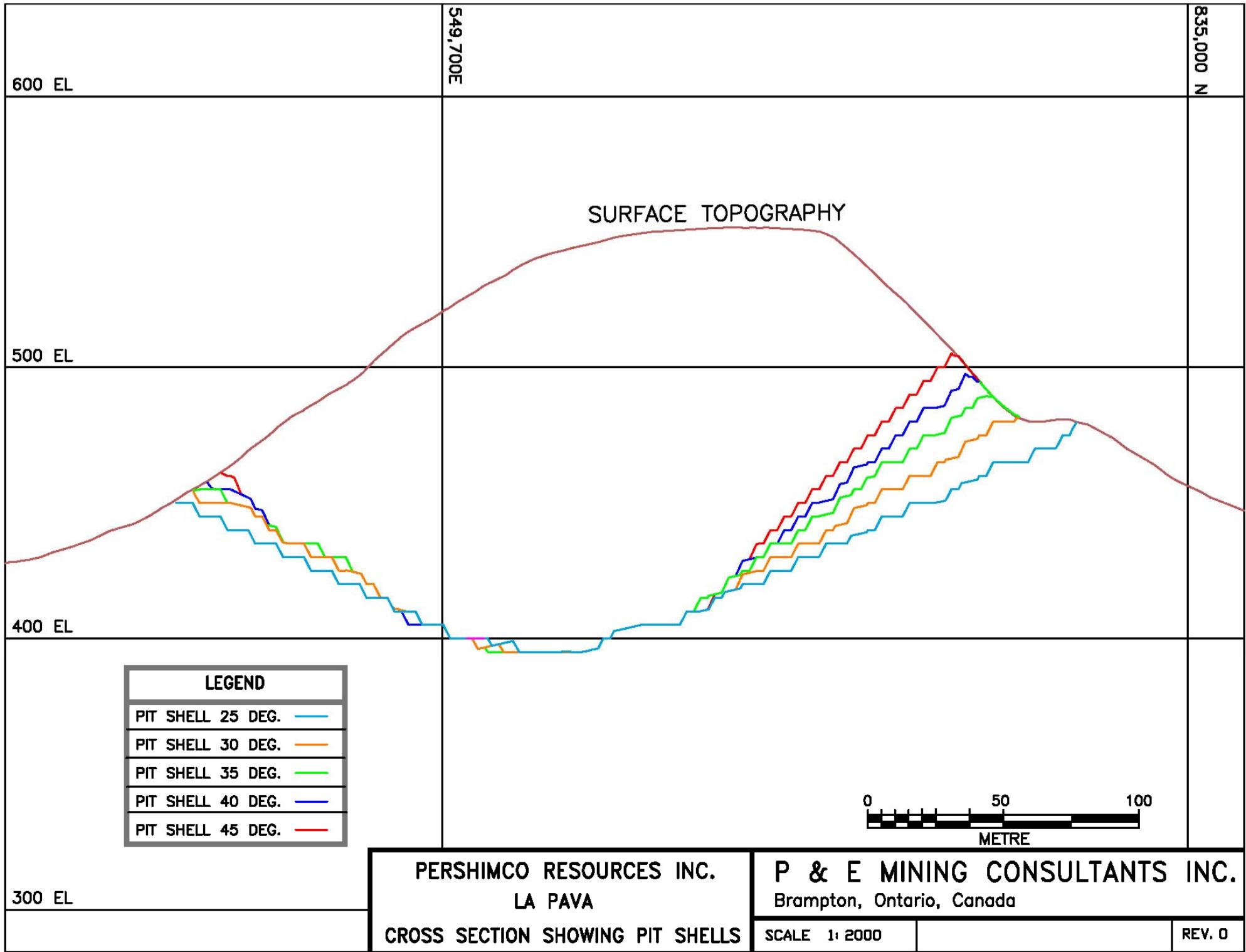
Slope Design Terminology

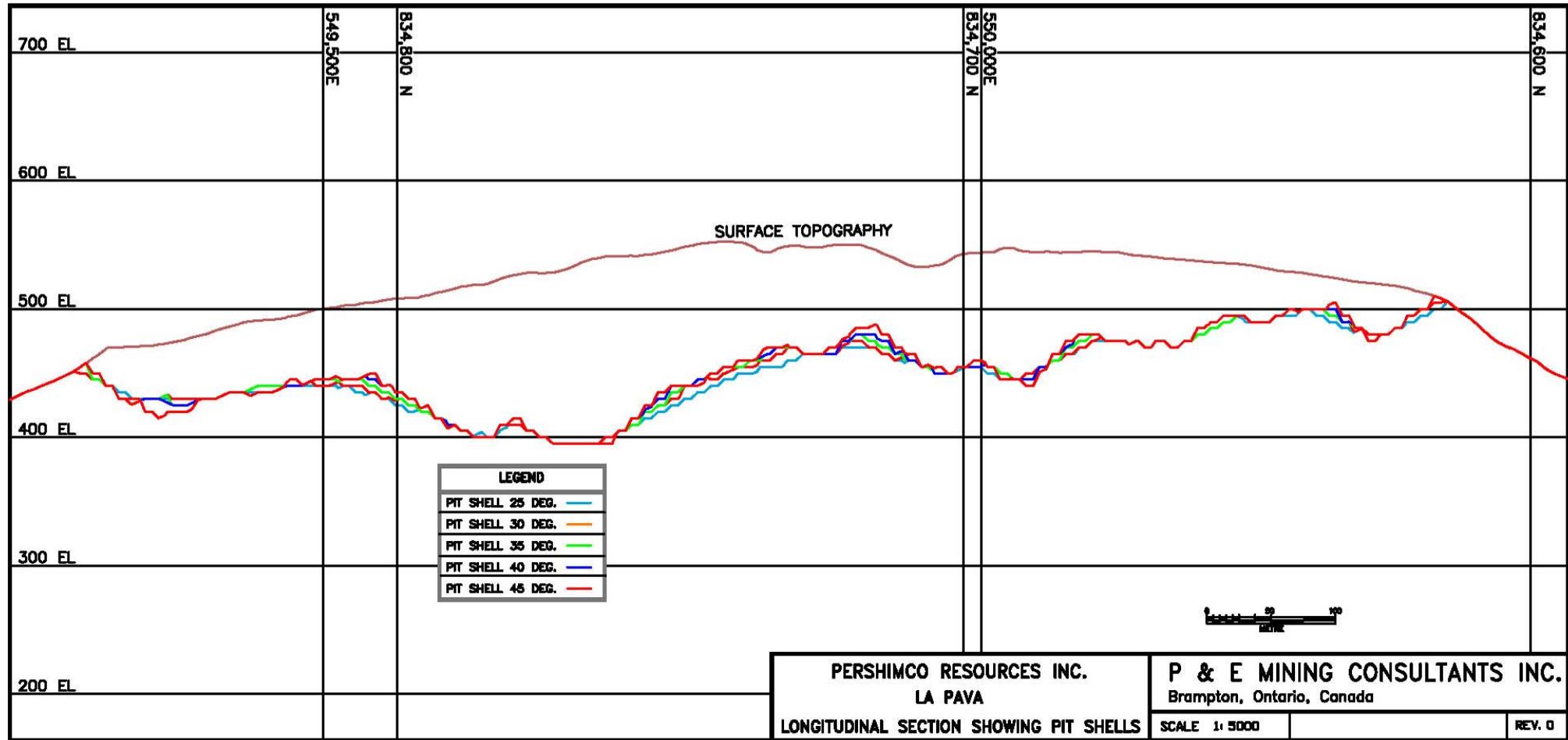


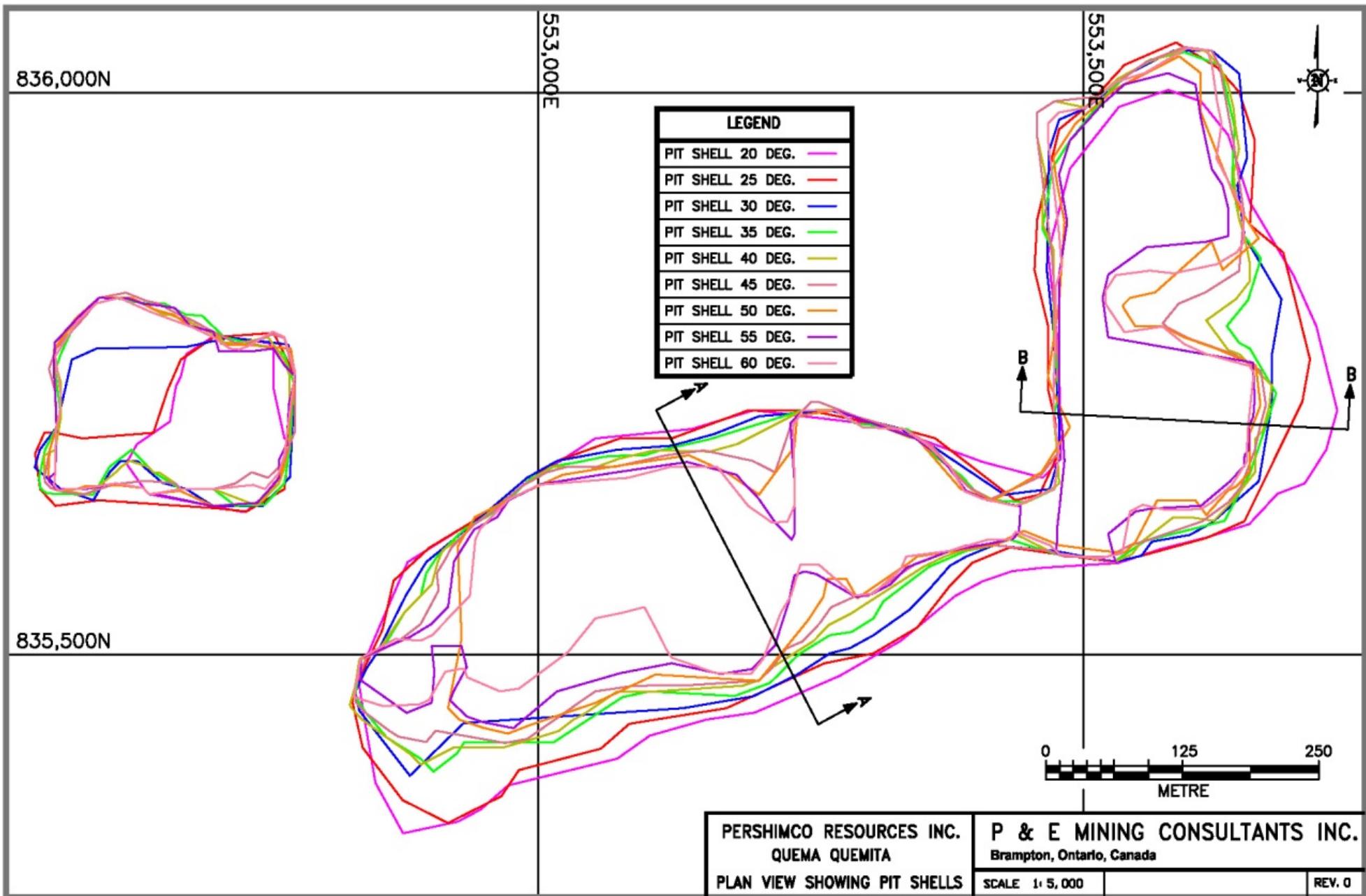
PROJECT No.	130-0709	FILE No.	0
DESIGN	GL	11/13/2013	SCALE
CADD	BJE	11/13/2013	NOT TO SCALE
-	-	-	FIGURE
-	-	-	6.1

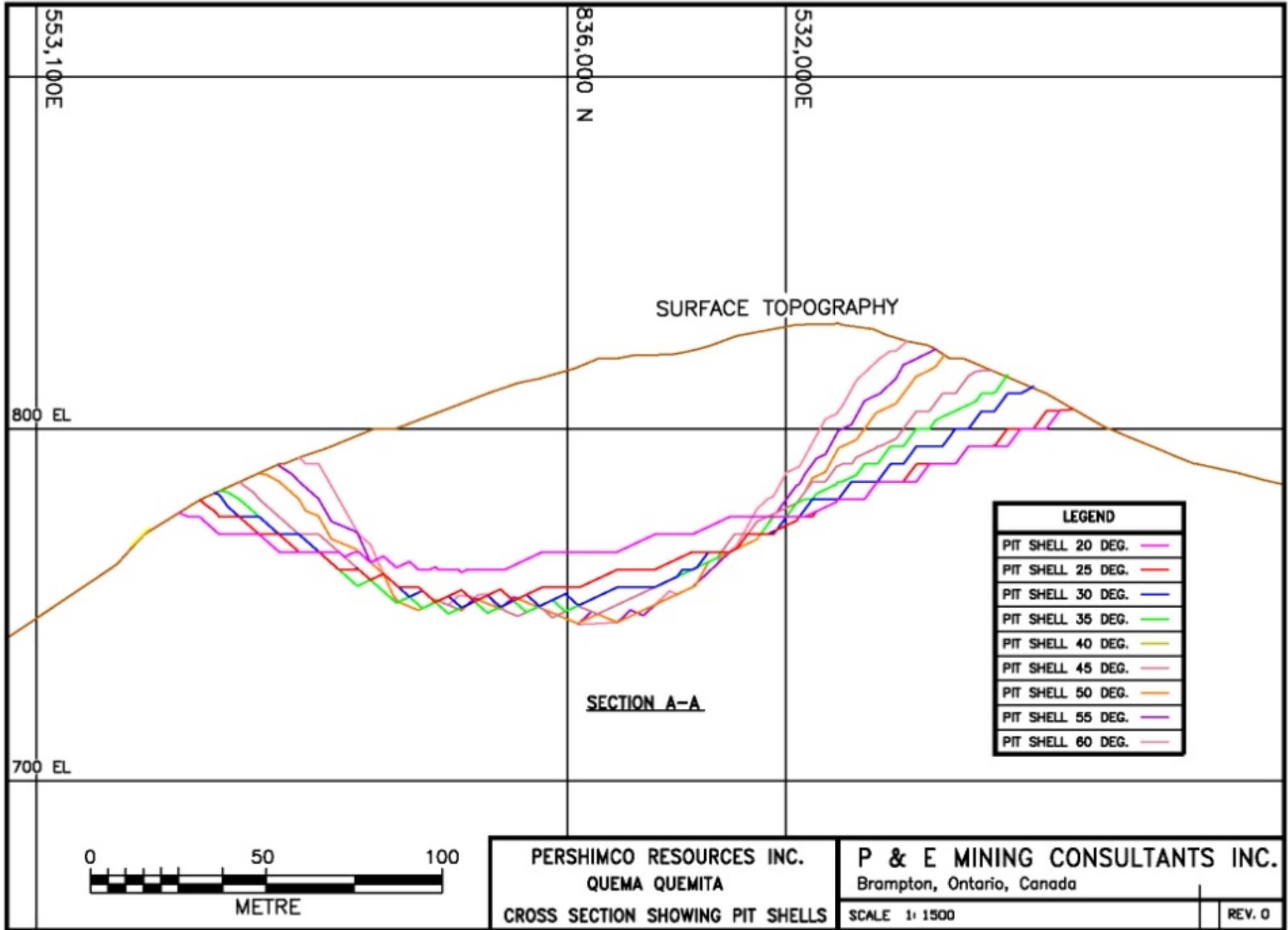
APÉNDICE A
RESULTADOS DEL ESTUDIO DE SENSIBILIDAD POR P&E MINING CONSULTANTS

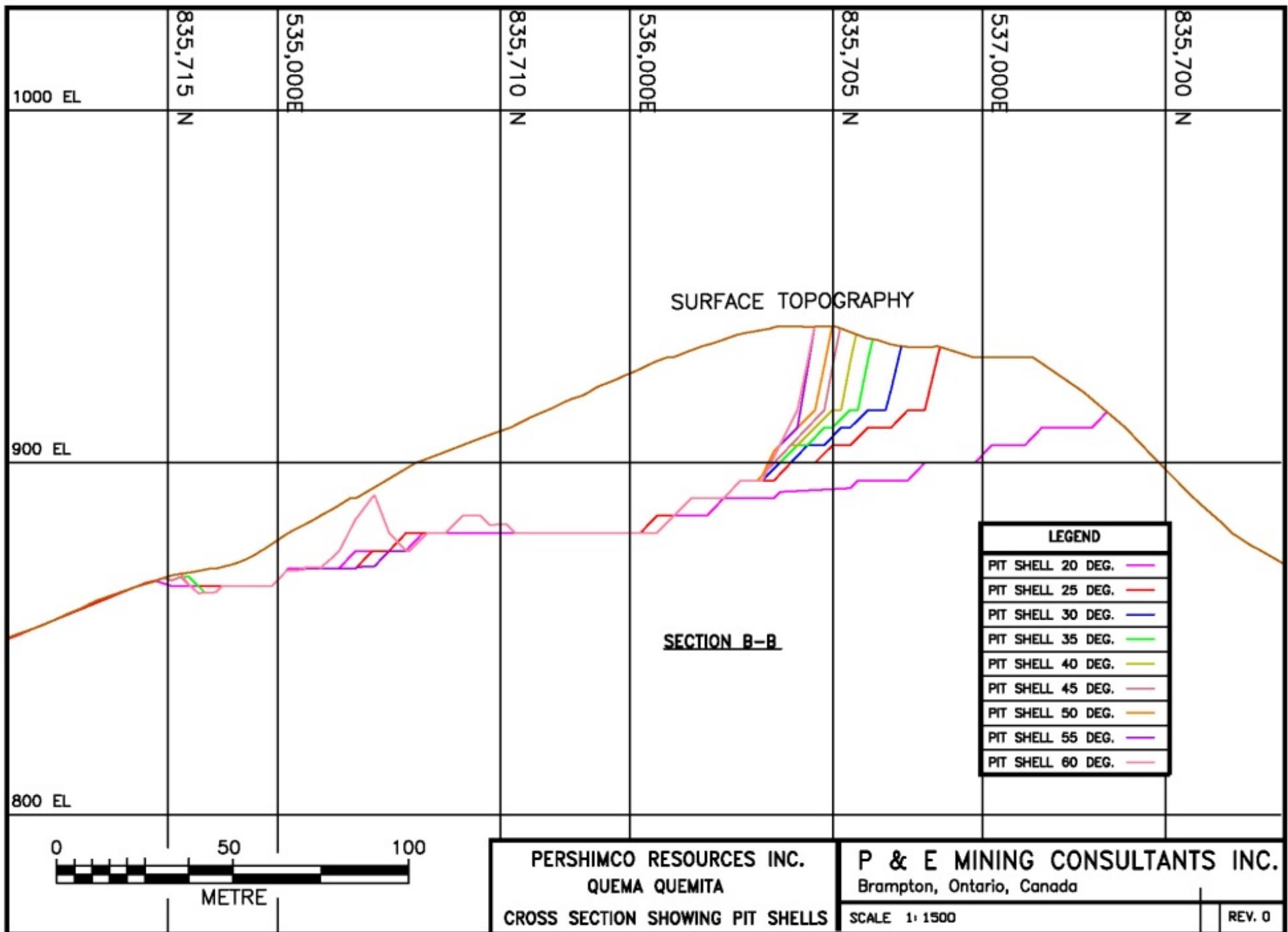












APÉNDICE B
RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE CARGA PUNTUAL

Corehole	Depth	Alteration	Core Size	Test Type	D, mm (D, A, L, or S)	W (mm) (Separation)	Guage Load	Failure Type 1, 2, 3, 4 or 5	Comments	Test By	Area NQ (Split Core, mm ²)	Area HQ (Split core, mm ²)	De*2 (mm ²)	De*2 (mm)	De (mm)	Is (MPa)	Fs	Is50 Size Correction (MPa)
PDH12-027	7.2	no data	HQ	S	18		3.86	3		BJE	0	707,000	897,890	897,890	29,965	4,075	0.794	3,237
PDH12-027	38	no data	HQ	S	28		1.46		1 poor recovery area	BJE	0	829,080	1052,932	1052,932	32,449	1,315	0.823	1,082
PDH12-027	45.85	no data	HQ	S	28		3.6		1 possibly a dike	BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,041	0.913	1,865
PDH12-027	47.05	no data	HQ	S	27		2.3	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	1,367	0.904	1,236
PDH12-027	47.5	no data	HQ	S	25		2.88	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	2,004	0.872	1,748
PDH12-027	49.2	no data	HQ	S	32		3.1	1		BJE	0	1560,719	1982,113	1982,113	44,521	1,483	0.949	1,407
PDH12-027	51.8	no data	HQ	S	31		5.56	3		BJE	0	1499,658	1904,566	1904,566	43,641	2,767	0.941	2,603
PDH12-027	51.8	no data	HQ	S	27		4.24	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	1,315	0.944	2,275
PDH12-027	51.8	no data	HQ	S	25		2.76	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	1,320	0.872	1,675
PDH12-027	57.2	no data	HQ	S	26		1.26	3		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	0,787	0.894	0,703
PDH12-027	59.82	no data	HQ	S	28		7.04	3		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,992	0,913	3,646
PDH12-027	61.2	no data	HQ	S	26		14.16	1	1 silicified	BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	8,844	0,894	7,905
PDH12-027	63.5	no data	HQ	S	31		6.18	1		BJE	0	1499,658	1904,566	1904,566	43,641	3,076	0,941	2,893
PDH12-027	64.5	no data	HQ	S	28		3.76	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,132	0,913	1,947
PDH12-027	66.5	no data	HQ	S	26		10.12		1 vuggy silicified	BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	6,321	0,894	5,649
PDH12-027	68.0	no data	HQ	S	30		9.2	1		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	4,774	0,932	4,449
PDH12-027	69.8	no data	HQ	S	24		6.64	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	4,620	0,872	4,030
PDH12-027	71.4	no data	HQ	S	29		4.28	1		BJE	0	1377,493	1749,416	1749,416	41,826	2,319	0,923	2,140
PDH12-027	74.75	no data	HQ	S	30		2.54	1		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	1,318	0,932	1,228
PDH12-027	83.5	no data	HQ	S	27		0.76		1 spherulitic	BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	0,452	0,904	0,408
PDH12-027	90.8	no data	HQ	S	28		3.94	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,234	0,913	2,041
PDH12-027	93.75	no data	HQ	S	30		1.32		1 argillized	BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	0,685	0,932	0,638
PDH12-027	97	no data	HQ	S	30		4.2	1		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	2,179	0,932	2,031
PDH12-027	99.8	no data	HQ	S	30		1.56	1		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	0,809	0,932	0,754
PDH12-027	105.1	no data	HQ	S	24		4.62	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	3,214	0,872	2,804
PDH12-027	114	no data	HQ	S	28		4.12		1 sulfide	BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,336	0,913	2,134
PDH12-027	117.6	no data	HQ	S	38		11.8		1 sulfide	BJE	0	1195,670	2434,171	2434,171	49,337	4,596	0,994	4,568
PDH12-027	121	no data	HQ	S	32		10.84	1		BJE	0	1560,719	1982,113	1982,113	44,521	5,185	0,949	4,921
PDH12-027	122	no data	HQ	S	28		9.52	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	5,398	0,913	4,931
PDH12-036	10.4	no data	HQ	S	25		2.1	1		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	1,054	0,941	1,054
PDH12-036	12.9	no data	HQ	S	25		3.72	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	2,072	0,922	2,295
PDH12-036	17	no data	HQ	S	27		3.56	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	2,116	0,904	1,913
PDH12-036	17.16	no data	HQ	S	28		5.86	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,323	0,913	3,036
PDH12-036	32.3	no data	HQ	S	28		0.22	1		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	0,137	0,894	0,123
PDH12-036	34.9	no data	HQ	S	24		1.9	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	1,322	0,872	1,153
PDH12-036	37	no data	HQ	S	30		1.76	3		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	0,913	0,932	0,851
PDH12-036	39.4	no data	HQ	S	27		0.12	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	0,071	0,904	0,064
PDH12-036	41.9	no data	HQ	S	26		1.32	1		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	0,824	0,894	0,737
PDH12-036	44.5	no data	HQ	S	33		1.7	1		BJE	0	1621,679	2059,532	2059,532	45,382	0,783	0,957	0,749
PDH12-036	52.4	no data	HQ	S	30		1.14	4		BJE	0	1438,561	1826,972	1826,972	42,743	0,592	0,932	0,551
PDH12-036	56.3	no data	HQ	S	29		5.96	1		BJE	0	1377,493	1749,416	1749,416	41,826	3,230	0,923	2,980
PDH12-036	57.5	no data	HQ	S	25		3.34	1		BJE	0	1072,846	1362,514	1362,514	36,912	2,324	0,872	2,027
PDH12-036	59.2	no data	HQ	S	26		0.96	1		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	0,600	0,894	0,536
PDH12-036	63	no data	HQ	S	29		5.36	1		BJE	0	1377,493	1749,416	1749,416	41,826	2,905	0,923	2,680
PDH12-036	67.4	no data	HQ	S	29		3.18	1		BJE	0	1377,493	1749,416	1749,416	41,826	1,723	0,923	1,590
PDH12-036	71.6	no data	HQ	S	27		3.62	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	2,152	0,904	1,945
PDH12-036	72.6	no data	HQ	S	31		6.96	1		BJE	0	1499,658	1904,566	1904,566	43,641	3,464	0,941	3,259
PDH12-036	74	no data	HQ	S	35		9.24	1		BJE	0	1676,374	2128,995	2128,995	46,141	4,114	0,965	3,968
PDH12-036	92.5	no data	HQ	S	28		5.46		1 sulfide	BJE	0	1377,493	1749,416	1749,416	41,826	2,959	0,923	2,730
PDH12-036	95	no data	HQ	S	28		1.26	2		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	0,714	0,913	0,653
PDH12-036	95.5	no data	HQ	S	27		8.66	1		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	5,148	0,944	4,653
PDH12-036	98.2	no data	HQ	S	27		7.46	1		BJE	0	1499,658	1904,566	1904,566	43,641	4,040	0,941	3,608
PDH12-036	100.3	no data	HQ	S	28		0.3	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	1,791	0,913	1,554
PDH12-036	103.1	no data	HQ	S	31		5.62	1		BJE	0	1195,124	1517,808	1517,808	38,959	3,510	0,894	3,137
PDH12-036	104.4	no data	HQ	S	28		2.08	2		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	1,179	0,913	1,077
PDH12-036	104.7	no data	HQ	S	28		5.34	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,028	0,913	2,766
PDH12-036	106.6	no data	HQ	S	28		5.94		1 end of testable samples	BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,368	0,913	3,076
PDH12-036	108.8	no data	HQ	S	28		0.78	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	0,442	0,913	0,404
PDH12-051	126.4	Si (Silicic)	HQ	S	28		6.78	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,844	0,913	3,512
PDH12-051	127.8	Si (Silicic)	HQ	S	28		6.64	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	3,765	0,913	3,439
PDH12-051	137.1	no data	HQ	S	27		1.88	3		BJE	0	1255,709	1594,750	1594,750	39,934	1,118	0,904	1,010
PDH12-051	140.6	Si (Silicic)	HQ	S	28		3.72		1 sulfide	BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,109	0,913	1,927
PDH12-051	143.8	Si (Silicic)	HQ	S	28		5.04	1		BJE	0	1316,520	1671,981	1671,981	40,890	2,858	0,913	2,610
PDH12-051	145.7	Si (Silicic)	HQ															

POINT LOAD TEST IS₍₅₀₎ CALCULATIONS

Corehole	Depth	Alteration	Core Size	Test Type	D, mm (D, A, L, or S)	W (mm) (Separation)	Gauge Load (MPa)	Failure Type 1, 2, 3, 4 or 5	Comments	Test By	Area NQ (Split Core, mm ²)	Area HQ (Split core, mm ²)	De*2 (mm ²)	De*2 (mm)	De (mm)	f _s (MPa)	F _s Size Correction	I ₅₀ (MPa)
PDH12-055	8	Pearlmoor	HQ	S	28	2.64	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	1.49	0.904	1.36		
PDH12-055	20.3	Si (Silicic)	HQ	S	27	4.03	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	2.390	0.904	2.16		
PDH12-055	22.8	Si (Silicic)	HQ	S	30	4.42	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	2.293	0.932	2.13		
PDH12-055	25.6	Si (Silicic)	HQ	S	30	5.38	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	2.293	0.932	2.60		
PDH12-055	26.3	Si (Silicic)	HQ	S	27	3.74	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	2.223	0.904	2.00		
PDH12-055	27.3	Si (Silicic)	HQ	S	28	4.76	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.699	0.913	2.46		
PDH12-055	28.2	Si (Silicic)	HQ	S	28	4.26	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.415	0.913	2.20		
PDH12-055	29.2	Si (Silicic)	HQ	S	28	4.3	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.438	0.913	2.22		
PDH12-055	30.3	Si (Silicic)	HQ	S	27	6.46	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	3.840	0.904	3.47		
PDH12-055	32.5	Si (Silicic)	HQ	S	25	1.56	1	BJE		0	1072.846	1362.514	36.912	1.085	0.872	0.94		
PDH12-055	33.6	Si (Silicic)	HQ	S	28	1.56	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	0.885	0.913	0.80		
PDH12-055	35.8	Si (Silicic)	HQ	S	28	0.46	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	0.261	0.913	0.23		
PDH12-055	38.7	Si (Silicic)	HQ	S	25	1.88	1	BJE		0	1072.846	1362.514	36.912	1.308	0.872	1.14		
PDH12-055	41.5	Si (Silicic)	HQ	S	30	7.74	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	4.016	0.932	3.74		
PDH12-055	47.5	Si (Silicic)	HQ	S	32	3.32	1	BJE		0	1560.719	1982.113	44.521	1.588	0.949	1.50		
PDH12-055	51.4	Si (Silicic)	HQ	S	27	2.82	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	1.676	0.904	1.51		
PDH12-055	55.1	Si (Silicic)	HQ	S	27	2.12	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	1.260	0.904	1.13		
PDH12-055	59.9	Si (Silicic)	HQ	S	27	8.24	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	4.898	0.904	4.42		
PDH12-055	62.1	Si (Silicic)	HQ	S	27	9.3	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	5.528	0.904	4.99		
PDH12-055	66.8	Si (Silicic)	HQ	S	28	3.3	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.211	0.913	2.02		
PDH12-055	69.8	Si (Silicic)	HQ	S	29	1.46	1	BJE		0	1072.846	1362.514	36.912	1.085	0.872	0.88		
PDH12-055	72.2	Si (Silicic)	HQ	S	27	7.48	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	4.446	0.904	4.01		
PDH12-055	76.5	Si (Silicic)	HQ	S	25	2.98	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.024	0.913	1.63		
PDH12-055	82.1	Si (Silicic)	HQ	S	26	5.44	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	3.084	0.913	2.81		
PDH12-055	86.3	Si (Silicic)	HQ	S	26	3.3	1	BJE		0	1195.124	1517.808	38.959	2.061	0.894	1.84		
PDH12-055	88.2	Si (Silicic)	HQ	S	22	3.9	1	BJE		0	950.988	1207.755	34.753	3.061	0.849	2.59		
PDH12-055	96.5	Si (Silicic)	HQ	S	27	4.12	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	2.449	0.904	2.21		
PDH12-055	98.1	Si (Silicic)	HQ	S	28	3.7	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.098	0.913	1.91		
PDH12-055	103.1	Si (Silicic)	HQ	S	27	16.8	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	9.987	0.904	9.02		
PDH12-055	104.6	Si (Silicic)	HQ	S	28	1.96	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	1.111	0.913	1.01		
PDH12-055	111.1	Si (Silicic)	HQ	S	28	7.26	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	4.116	0.913	3.76		
PDH12-055	114.2	Si (Silicic)	HQ	S	30	4.34	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	2.252	0.932	2.09		
PDH12-055	116.3	Si (Silicic)	HQ	S	30	3.82	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	1.982	0.932	1.84		
PDH12-055	126.5	Si (Silicic)	HQ	S	27	4.88	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	2.901	0.904	2.62		
PDH12-055	129.2	Si (Silicic)	HQ	S	25	10.68	1	BJE		0	1072.846	1362.514	36.912	7.431	0.872	6.48		
PDH12-055	133.4	Si (Silicic)	HQ	S	30	9.44	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	4.898	0.932	4.56		
PDH12-055	135.4	Si (Silicic)	HQ	S	29	4.98	3	BJE		0	1377.493	1749.416	41.826	2.699	0.923	2.49		
PDH12-055	136.3	Si (Silicic)	HQ	S	27	13.44	1	BJE		0	1255.709	1594.750	39.934	7.989	0.904	7.22		
PDH12-055	138.5	Si (Silicic)	HQ	S	28	3.64	1	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	2.064	0.913	1.88		
PDH12-055	143	Si (Silicic)	HQ	S	28	3.42	3	BJE		0	1316.520	1671.981	40.890	1.939	0.913	1.77		
PDH12-055	143.6	Si (Silicic)	HQ	S	26	3.22	1	BJE		0	1195.124	1517.808	38.959	2.011	0.894	1.79		
PDH12-055	144	Si (Silicic)	HQ	S	30	3.88	1	BJE		0	1438.561	1826.972	42.743	2.013	0.932	1.87		
PDH12-055	149	Si (Silicic)	NQ	S	18	1.38	1	BJE		594.074	0.000	754.474	0.000	27.468	1.734	0.764	1.32	
PDH12-055	151.8	Si (Silicic)	NQ	S	24	6.8	1	BJE		662.668	0.000	1095.585	0.000	5.748	0.831	0.455	0.83	
PDH12-055	154.2	Si (Silicic)	NQ	S	24	2.3	1	BJE		962.668	0.000	1095.585	0.000	33.100	1.990	0.831	1.65	
PDH12-055	173.1	Si (Silicic)	NQ	S	22	3.32	1 sulfide	BJE		772.716	0.000	981.349	0.000	31.326	3.207	0.810	2.59	
PDH12-055	185.1	Si (Silicic)	NQ	S	18	0.66	2	BJE		594.074	0.000	754.474	0.000	27.468	0.829	0.764	0.63	

APÉNDICE C
RESULTADOS DE LOS REGISTROS GEOTÉCNICOS (RQD AND RMR)

Hole Id	Depth From	Depth To	Material Type	Alteration	Run Length	RQD %	Strength	fx/m	RQD Rating	Strength Rating76	Fract Freq Rating76	JCR_76	RMR_76	
PDH-12-027	1.5	2.1	oxide			0.6	16.7	1	18	4	2	6	12	34
PDH-12-027	2.1	2.5	oxide			0.4	0.0	1	22	3	2	5	12	32
PDH-12-027	2.5	3.5	oxide			1	10.0	1	18	3	2	6	12	33
PDH-12-027	3.5	4.5	oxide			1	10.0	1	18	3	2	6	12	33
PDH-12-027	4.5	5.5	oxide			1	10.0	1	18	3	2	6	12	33
PDH-12-027	5.5	6.5	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	6.5	7	oxide			0.5	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	7	8.5	oxide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	8.5	9.5	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	9.5	10	oxide			0.5	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	10	10.5	oxide			0.5	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	10.5	11.5	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	11.5	12.5	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	12.5	12.7	oxide			0.2	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	12.7	13.5	oxide			0.8	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	13.5	14.7	oxide			1.2	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	14.7	15.4	oxide			0.7	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	15.4	15.5	oxide			0.1	0.0	1	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	15.5	16.8	oxide			1.3	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	16.8	17.2	oxide			0.4	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	17.2	17.5	oxide			0.3	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	17.5	18.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	18.5	18.7	oxide			0.2	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	18.7	19.2	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	19.2	19.7	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	19.7	20.3	oxide			0.6	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	20.3	21	oxide			0.7	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	21	21.5	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	21.5	21.7	oxide			0.2	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	21.7	22.3	oxide			0.6	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	22.3	23.5	oxide			1.2	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	23.5	24.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	24.5	25.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	25.5	26	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	26	26.5	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	26.5	27	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	27	27.5	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	27.5	28.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	28.5	29.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	29.5	30.5	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	30.5	32	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	32	33.5	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	33.5	35	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	35	35.5	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	35.5	36.8	oxide			1.3	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	36.8	38.3	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	38.3	39.8	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	39.8	40.8	oxide			1	30.0	2	12	6	2	9	18	45
PDH-12-027	40.8	41.8	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	41.8	42.8	oxide			1	10.0	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-027	42.8	43.4	oxide			1.5	6.7	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-027	43.4	45.8	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-027	45.8	47.1	oxide			1.3	7.7	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-027	47.1	48.3	oxide			1.2	33.3	2	12	7	2	9	18	46
PDH-12-027	48.3	49	oxide			0.7	14.3	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	49	50.5	oxide			1.5	26.7	2	14	6	2	8	18	44
PDH-12-027	50.5	51.3	oxide			0.8	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	51.3	52	oxide			0.7	37.1	2	12	8	2	9	18	47
PDH-12-027	52	53.4	oxide			1.4	32.9	2	12	7	2	9	18	46
PDH-12-027	53.4	54	oxide			0.6	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	54	54.5	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	54.5	55	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	55	55.5	oxide			0.5	22.0	2	14	5	2	8	18	43
PDH-12-027	55.5	56.5	oxide			1	13.0	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	56.5	57	oxide			0.5	74.0	2	6	15	2	14	18	59
PDH-12-027	57	58.5	oxide			1.5	24.7	2	14	5	2	8	18	43
PDH-12-027	58.5	59	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	59	59.8	oxide			0.8	13.8	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	59.8	60.8	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	60.8	61.2	oxide			0.4	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	61.2	61.6	oxide			0.4	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	61.6	62.4	oxide			0.8	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	62.4	62.8	oxide			0.4	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	62.8	63.2	oxide			0.4	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-027	63.2	63.4	oxide			0.2	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-027	63.4	64.4	oxide			1	13.0	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-027	64.4	65.4	oxide			1	11.0	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-027	65.4	66.4	oxide			1	12.0	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-027	66.4	67.4	oxide			1	14.0	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	67.4	68.4	oxide			1	34.0	2	12	7	2	9	18	46
PDH-12-027	68.4	69.6	oxide			1.2	11.7	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	69.6	70.6	oxide			1	11.0	2	18	3	2	6	18	39
PDH-12-027	70.6	71.6	oxide			1	20.0	2	14	4	2	8	18	42
PDH-12-027	71.6	72.6	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	72.6	73.6	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	73.6	74.6	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	18	38
PDH-12-027	74.6	75.6	oxide			1	57.0	1	8	11	2	12	10	45
PDH-12-027	75.6	77.1	oxide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	77.1	78.6	oxide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	78.6	79.6	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	79.6	81.1	oxide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	81.1	81.6	oxide			0.5	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	81.6	82.2	oxide			0.6	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	82.2	82.7	oxide			0.5	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	82.7	83.1	oxide			0.4	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	83.1	84.4	oxide			0.3	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	84.4	84.5	oxide			1.1	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	84.5	84.9	oxide			0.4	0.0	1	22	3	2	5	10	30
PDH-12-027	84.9	85.4	oxide											

Hole Id	Depth From	Depth To	Material Type	Alteration	Run Length	RQD %	Strength	fx/m	RQD Rating	Strength Rating76	Fract Freq Rating76	JCR_76	RMR_76
PDH-12-027	107.3	108.7	sulfide			1.4	18.6	3	18	4	6	18	42
PDH-12-027	108.7	110.1	sulfide			1.4	7.9	3	22	3	5	18	40
PDH-12-027	110.1	111.7	sulfide			1.6	23.1	3	14	5	4	18	45
PDH-12-027	111.7	113.3	sulfide			1.6	21.9	3	14	5	4	18	45
PDH-12-027	113.3	114.9	sulfide			1.6	51.9	3	8	10	4	12	54
PDH-12-027	114.9	116.4	sulfide			1.5	56.0	3	8	11	4	12	55
PDH-12-027	116.4	117.9	sulfide			1.5	52.0	3	8	10	4	12	54
PDH-12-027	117.9	119.5	sulfide			1.6	73.8	3	6	15	4	14	61
PDH-12-036	0	1	oxide			1	0.0	1	22	3	2	5	6
PDH-12-036	1	2.5	oxide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	6
PDH-12-036	2.5	4	oxide			1.5	26.7	1	14	6	2	8	32
PDH-12-036	4	5.5	oxide			1.5	51.3	1	8	10	2	12	6
PDH-12-036	5.5	7	oxide			1.5	13.3	2	18	3	2	6	18
PDH-12-036	7	8.5	oxide			1.5	8.0	2	22	3	2	5	38
PDH-12-036	8.5	10	oxide			1.5	20.0	2	14	4	2	8	42
PDH-12-036	10	11.5	oxide			1.5	16.7	2	18	4	2	6	40
PDH-12-036	11.5	12.5	oxide			1	25.0	2	14	5	2	8	43
PDH-12-036	12.5	13	oxide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18
PDH-12-036	13	14.5	oxide			1.5	13.3	2	18	3	2	6	16
PDH-12-036	14.5	14.6	oxide			0.1	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	14.6	16	oxide			1.4	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	16	17.5	oxide			1.5	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	17.5	19	oxide			1.5	10.0	2	18	3	2	6	16
PDH-12-036	19	19.7	oxide			0.7	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	19.7	21.3	oxide			1.6	12.5	1	18	3	2	6	10
PDH-12-036	21.3	22.9	oxide			1.6	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	22.9	23.3	oxide			0.4	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	23.3	24.9	oxide			1.6	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	24.9	26	oxide			1.1	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	26	26.9	oxide			0.9	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	26.9	28	oxide			1.1	0.0	1	22	3	2	5	10
PDH-12-036	28	29.5	oxide			1.5	20.0	1	14	4	2	8	34
PDH-12-036	29.5	31	oxide			1.5	26.7	1	14	6	2	8	36
PDH-12-036	31	32.5	oxide			1.5	53.3	1	8	11	2	12	10
PDH-12-036	32.5	34	oxide			1.5	33.3	1	12	7	2	9	10
PDH-12-036	34	35.5	oxide			1.5	26.7	2	14	6	2	8	42
PDH-12-036	35.5	37	oxide			1.5	33.3	2	12	7	2	9	18
PDH-12-036	37	38	oxide			1	44.0	2	11	9	2	10	49
PDH-12-036	38	39.4	oxide			1.4	35.7	2	12	7	2	9	18
PDH-12-036	39.4	40	oxide			0.6	0.0	2	22	3	2	5	38
PDH-12-036	40	41.3	oxide			1.3	32.3	2	12	7	2	9	18
PDH-12-036	41.3	42	oxide			0.7	20.0	2	18	4	2	6	40
PDH-12-036	42	42.7	oxide			0.7	28.6	2	14	6	2	8	42
PDH-12-036	42.7	43.4	oxide			0.7	20.0	2	14	4	2	8	40
PDH-12-036	43.4	44.4	oxide			1	30.0	2	12	6	2	9	43
PDH-12-036	44.4	45.4	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	36
PDH-12-036	45.4	46	oxide			0.6	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	46	47	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	47	47.6	oxide			0.6	50.0	2	11	10	2	10	48
PDH-12-036	47.6	48.7	oxide			1.1	36.4	2	12	7	2	9	16
PDH-12-036	48.7	49	oxide			0.3	0.0	2	22	3	2	5	36
PDH-12-036	49	50	oxide			1	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	50	51.2	oxide			1.2	0.0	2	22	3	2	5	16
PDH-12-036	51.2	52	sulfide			0.8	37.5	2	12	8	2	9	16
PDH-12-036	52	53.5	sulfide			1.5	30.7	3	12	6	4	9	47
PDH-12-036	53.5	54.7	sulfide			1.2	22.5	3	14	5	2	8	45
PDH-12-036	54.7	55	sulfide			0.3	100.0	3	2	20	4	30	84
PDH-12-036	55	56.2	sulfide			1.2	41.7	3	11	8	4	10	50
PDH-12-036	56.2	57.3	sulfide			1.1	69.1	3	7	14	4	13	59
PDH-12-036	57.3	58	sulfide			0.7	64.3	3	7	13	4	13	58
PDH-12-036	58	59.5	sulfide			1.5	46.7	3	11	9	4	10	51
PDH-12-036	59.5	61	sulfide			1.5	33.3	3	12	7	4	9	48
PDH-12-036	61	62.5	sulfide			1.5	35.3	3	12	7	4	9	48
PDH-12-036	62.5	64	sulfide			1.5	26.7	3	14	6	4	8	46
PDH-12-036	64	65.1	sulfide			1.1	63.6	3	7	13	4	13	58
PDH-12-036	65.1	66.7	sulfide			1.6	21.2	3	14	5	4	8	45
PDH-12-036	66.7	68.3	sulfide			1.6	25.0	3	14	5	4	8	43
PDH-12-036	68.3	69.9	sulfide			1.6	18.7	3	18	4	4	6	40
PDH-12-036	69.9	71.5	sulfide			1.6	58.8	3	8	12	4	12	56
PDH-12-036	71.5	73	sulfide			1.5	49.3	3	11	10	4	10	52
PDH-12-036	73	74.4	sulfide			1.4	0.0	3	22	3	4	5	40
PDH-12-036	74.4	76	sulfide			1.6	18.8	0	18	4	0	6	30
PDH-12-036	76	77.5	sulfide			1.5	0.0	0	22	3	0	5	10
PDH-12-036	77.5	79	sulfide			1.5	0.0	0	22	3	0	5	10
PDH-12-036	79	80.5	sulfide			1.5	0.0	0	22	3	0	5	10
PDH-12-036	80.5	82	sulfide			1.5	20.0	0	14	4	0	8	32
PDH-12-036	82	83.5	sulfide			1.5	20.0	0	14	4	0	8	32
PDH-12-036	83.5	84.6	sulfide			1.1	27.3	1	14	6	2	8	36
PDH-12-036	84.6	85	sulfide			0.4	0.0	1	22	3	2	5	30
PDH-12-036	85	86.5	sulfide			1.5	44.0	1	11	9	2	10	41
PDH-12-036	86.5	88	sulfide			1.5	0.0	1	22	3	2	5	30
PDH-12-036	88	89.5	sulfide			1.5	10.0	3	18	3	4	6	39
PDH-12-036	89.5	91	sulfide			1.5	33.3	3	12	7	4	9	46
PDH-12-036	91	92.5	sulfide			1.5	20.0	3	14	4	4	8	42
PDH-12-036	92.5	94	sulfide			1.5	60.0	3	7	12	4	13	55
PDH-12-036	94	95.2	sulfide			1.2	33.3	3	12	7	4	9	46
PDH-12-036	95.2	96.2	sulfide			1	30.0	3	12	6	4	9	45
PDH-12-036	96.2	97	sulfide			0.8	0.0	3	22	3	4	5	38
PDH-12-036	97	98.5	sulfide			1.5	46.7	3	11	9	4	10	49
PDH-12-036	98.5	100	sulfide			1.5	33.3	3	12	7	4	9	48
PDH-12-036	100	101.3	sulfide			1.3	53.8	3	8	11	4	12	55
PDH-12-036	101.3	102.8	sulfide			1.5	26.7	3	14	6	4	8	46
PDH-12-036	102.8	103	sulfide			0.2	70.0	3	7	14	4	13	59
PDH-12-036	103	104.3	sulfide			1.3	53.8	3	8	11	4	12	55
PDH-12-036	104.3	105	sulfide			1.7	41.2	3	11	8	4	10	50
PDH-12-036	106	107.2	sulfide			1.2	0.0	3	22	3	4	5	18
PDH-12-036	107.2	108.5	sulfide			1.3	11.5	2	18	3	2	6	18
PDH-12-036	108.5	109	sulfide			0.5	0.0	2	22	3	2	5	18
PDH-12-036	109	110.5	sulfide			1.5	33.3	2	12	7	2	9	46
PDH-12-036	110.5	112	sulfide			1.5	16.7	2	18	3	2	6	18
PDH-12-036	112	113.2	sulfide			1.2	14.2	2	18	3	2	6	18
PDH-12-051	126	126.85	oxide	Si (Silicic)	0.85	11.8	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-051	126.85	127.7	oxide	Si (Silicic)	0.85	40.0	3	12	8	4	9	18	49
PDH-12-051	127.7	128.3	oxide	Si (Silicic)	0.6	66.7	3						

Hole Id	Depth From	Depth To	Material Type	Alteration	Run Length	RQD %	Strength	fx/m	RQD Rating	Strength Rating76	Fract Freq Rating76	JCR_76	RMR_76
PDH-12-051	143.05	144.5	sulfide	Si (Silicic)	1.45	87.5	3	4	17	4	17	18	66
PDH-12-051	144.5	146.1	sulfide	Si (Silicic)	1.6	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-051	146.1	147.55	sulfide	Si (Silicic)	1.45	12.5	2	18	3	2	6	10	31
PDH-12-051	147.55	149.15	sulfide	Si (Silicic)	1.6	0.0	2	22	3	2	5	10	30
PDH-12-051	149.15	149.8	sulfide	Si (Silicic)	0.65	0.0	2	22	3	2	5	10	30
PDH-12-051	149.8	150.6	sulfide	Si (Silicic)	0.8	50.0	2	8	10	2	12	10	44
PDH-12-051	150.6	152.2	sulfide	Si (Silicic)	1.6	19.0	2	18	4	2	6	10	32
PDH-12-051	152.2	153.25	sulfide	Si (Silicic)	1.05	62.5	2	7	12	2	13	10	47
PDH-12-051	153.25	154.85	sulfide	Si (Silicic)	1.6	0.0	2	22	3	2	5	10	30
PDH-12-051	154.85	155.3	sulfide	Si (Silicic)	0.45	37.5	2	12	8	2	9	10	39
PDH-12-051	155.3	156.9	sulfide	Si (Silicic)	1.6	37.0	2	12	8	2	9	10	39
PDH-12-051	156.9	158.25	sulfide	Si (Silicic)	1.35	30.0	2	12	6	2	9	16	43
PDH-12-051	158.25	158.75	sulfide	Si (Silicic)	0.5	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-051	158.75	159	sulfide	Si (Silicic)	0.25	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-051	159	159.85	sulfide	Si (Silicic)	0.85	11.1	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-051	159.85	160.75	sulfide	Si (Silicic)	0.9	42.9	2	11	9	2	10	16	47
PDH-12-051	160.75	161.6	sulfide	Si (Silicic)	1.05	36.4	2	12	7	2	9	12	40
PDH-12-051	161.6	162.9	sulfide	Si (Silicic)	1.1	31.3	2	12	7	2	9	12	40
PDH-12-051	162.9	164.5	sulfide	Si (Silicic)	1.6	33.3	2	12	7	2	9	12	40
PDH-12-051	164.5	166	sulfide	Si (Silicic)	1.5	26.7	2	14	6	2	8	12	38
PDH-12-051	166	167.5	sulfide	Si (Silicic)	1.5	56.3	2	8	11	2	12	16	51
PDH-12-051	167.5	169.1	sulfide	Si (Silicic)	1.6	12.9	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-051	169.1	170.65	sulfide	Si (Silicic)	1.55	0.0	2	22	3	2	5	16	36
PDH-12-051	170.65	172.15	sulfide	Si (Silicic)	1.5	28.6	2	14	6	2	8	16	42
PDH-12-051	172.15	172.85	sulfide	Si (Silicic)	0.7	13.6	2	18	3	2	6	16	37
PDH-12-051	172.85	173.95	sulfide	Si (Silicic)	1.1	37.5	2	12	8	2	9	16	45
PDH-12-051	173.95	175.15	sulfide	Si (Silicic)	1.2	68.8	2	7	14	2	13	16	55
PDH-12-051	175.15	176.75	sulfide	Si (Silicic)	1.6	100.0	2	2	20	2	20	16	68
PDH-12-051	176.75	178.25	sulfide	Si (Silicic)	1.5	68.8	2	7	14	2	13	16	55
PDH-12-051	178.25	179.85	sulfide	Si (Silicic)	1.6	69.0	2	7	14	2	13	16	55
PDH-12-051	179.85	181.3	sulfide	Si (Silicic)	1.45	78.1	2	6	15	2	14	16	57
PDH-12-051	181.3	182.9	sulfide	Si (Silicic)	1.6	65.5	2	7	13	2	13	16	54
PDH-12-051	182.9	184.35	sulfide	Si (Silicic)	1.45	68.8	3	7	14	4	13	18	59
PDH-12-051	184.35	185.95	sulfide	Si (Silicic)	1.6	82.8	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-051	185.95	187.4	sulfide	Si (Silicic)	1.45	100.0	3	2	20	4	20	18	72
PDH-12-051	187.4	189	sulfide	Si (Silicic)	1.6	82.8	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-051	189	190.45	sulfide	Si (Silicic)	1.45	81.2	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-051	190.45	192.05	sulfide	Si (Silicic)	1.6	34.5	3	12	7	4	9	18	48
PDH-12-051	192.05	193.5	sulfide	Si (Silicic)	1.45	18.8	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-051	193.5	195.1	sulfide	Si (Silicic)	1.6	69.0	3	7	14	4	13	18	59
PDH-12-051	195.1	196.55	sulfide	Si (Silicic)	1.45	50.0	3	8	10	4	12	18	54
PDH-12-051	196.55	198.15	sulfide	Si (Silicic)	1.6	13.8	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-051	198.15	199.6	sulfide	Si (Silicic)	1.45	50.0	3	8	10	4	12	18	54
PDH-12-051	199.6	201.2	sulfide	Si (Silicic)	1.6	69.0	3	7	14	4	13	18	59
PDH-12-051	201.2	202.65	sulfide	Si (Silicic)	1.45	81.3	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-051	202.65	204.25	sulfide	Si (Silicic)	1.6	82.8	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-051	204.25	205.7	sulfide	Si (Silicic)	1.45	31.2	3	12	7	4	9	18	48
PDH-12-051	205.7	207.3	sulfide	Si (Silicic)	1.6	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-051	207.3	208.9	sulfide	Si (Silicic)	1.6	28.1	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	0	4	oxide	Si (Silicic)	4	50.0	2	8	10	2	12	16	50
PDH-12-055	4	5.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	83.3	2	4	17	2	17	16	62
PDH-12-055	5.5	7	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	2	14	6	2	8	16	42
PDH-12-055	7	8.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	33.3	2	12	7	2	9	16	44
PDH-12-055	8.5	10	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	10	11.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	46.7	3	11	9	4	10	18	51
PDH-12-055	11.5	13	oxide	Si (Silicic)	1.5	66.7	3	7	13	4	13	18	58
PDH-12-055	13	14.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	13.3	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	14.5	16	oxide	Si (Silicic)	1.5	56.0	3	8	11	4	12	18	55
PDH-12-055	16	17.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	17.5	19	oxide	Si (Silicic)	1.5	28.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	19	20.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	28.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	20.5	22	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.0	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	22	23.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	23.5	25	oxide	Si (Silicic)	1.5	13.3	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	25	26.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	30.0	3	12	6	4	9	18	47
PDH-12-055	26.5	28	oxide	Si (Silicic)	1.5	42.0	3	11	9	4	10	18	51
PDH-12-055	28	29.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	42.7	3	11	9	4	10	18	51
PDH-12-055	29.5	31	oxide	Si (Silicic)	1.5	36.7	3	12	8	4	9	18	49
PDH-12-055	31	32.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	16.0	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	32.5	34	oxide	Si (Silicic)	1.5	29.3	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	34	35.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	15.3	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	35.5	37	oxide	Si (Silicic)	1.5	24.0	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	37	38.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	16.0	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	38.5	40	oxide	Si (Silicic)	1.5	13.3	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	40	41.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	16.0	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	41.5	43	oxide	Si (Silicic)	1.5	20.0	3	14	4	4	8	18	44
PDH-12-055	43	44.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	30.7	3	12	6	4	9	18	47
PDH-12-055	44.5	46	oxide	Si (Silicic)	1.5	21.3	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	46	47.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	19.3	3	18	4	4	6	16	40
PDH-12-055	47.5	49	oxide	Si (Silicic)	1.5	24.7	3	14	5	4	8	16	43
PDH-12-055	49	50.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	14.7	3	18	3	4	6	16	39
PDH-12-055	50.5	52	oxide	Si (Silicic)	1.5	20.0	3	14	4	4	8	16	42
PDH-12-055	52	54	oxide	AAR (Advanced)	2	10.0	3	18	3	4	6	16	39
PDH-12-055	54	55.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	12.7	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	55.5	56.3	oxide	Si (Silicic)	0.8	22.5	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	56.3	57.8	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	16	44
PDH-12-055	57.8	58	oxide	Si (Silicic)	0.2	0.0	3	22	3	4	5	16	38
PDH-12-055	58	59.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	28.7	3	14	6	4	8	16	44
PDH-12-055	59.5	61	oxide	Si (Silicic)	1.5	32.0	3	12	7	4	9	16	46
PDH-12-055	61	62.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	16	44
PDH-12-055	62.5	64	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	16	44
PDH-12-055	64	65.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	65.5	66.5	oxide	Si (Silicic)	1	50.0	3	8	10	4	12	18	54
PDH-12-055	66.5	67	oxide	Si (Silicic)	0.5	0.0	3	22	3	4	5		

Hole Id	Depth From	Depth To	Material Type	Alteration	Run Length	RQD %	Strength	fx/m	RQD Rating	Strength Rating76	Fract Freq Rating76	JCR_76	RMR_76
PDH-12-055	97	98.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	93.3	3	2	18	4	20	18	70
PDH-12-055	98.5	100	oxide	Si (Silicic)	1.5	66.7	3	7	13	4	13	18	58
PDH-12-055	100	101.4	oxide	Si (Silicic)	1.4	21.4	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	101.4	103	oxide	Si (Silicic)	1.6	20.0	3	14	4	4	8	18	44
PDH-12-055	103	104.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	26.7	3	14	6	4	8	18	46
PDH-12-055	104.5	105.6	oxide	Si (Silicic)	1.1	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	105.6	106	oxide	Si (Silicic)	0.4	50.0	3	11	10	4	10	18	52
PDH-12-055	106	106.6	oxide	Si (Silicic)	0.6	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	106.6	107.7	oxide	Si (Silicic)	1.1	18.2	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	107.7	109	oxide	Si (Silicic)	1.3	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	109	110.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	110.5	112	oxide	Si (Silicic)	1.5	53.3	3	8	11	4	12	18	55
PDH-12-055	112	113.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	33.3	3	12	7	4	9	18	48
PDH-12-055	113.5	115	oxide	Si (Silicic)	1.5	22.7	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	115	116.3	oxide	Si (Silicic)	1.3	19.2	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	116.3	117.8	oxide	Si (Silicic)	1.5	13.3	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	117.8	118	oxide	Si (Silicic)	0.2	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	118	119.4	oxide	Si (Silicic)	1.4	10.7	1	18	3	2	6	18	39
PDH-12-055	119.4	121	oxide	Si (Silicic)	1.6	18.8	1	18	4	2	6	18	40
PDH-12-055	121	122.4	oxide	Si (Silicic)	1.4	15.7	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	122.4	123.9	oxide	Si (Silicic)	1.5	13.3	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	123.9	124	oxide	Si (Silicic)	0.1	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	124	125.4	oxide	Si (Silicic)	1.4	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	125.4	126.3	oxide	Si (Silicic)	0.9	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	126.3	127	oxide	Si (Silicic)	0.7	42.9	3	11	9	4	10	18	51
PDH-12-055	127	128	oxide	Si (Silicic)	1	50.0	3	8	10	4	12	18	54
PDH-12-055	128	129.6	oxide	Si (Silicic)	1.6	56.3	3	8	11	4	12	18	55
PDH-12-055	129.6	130.6	oxide	Si (Silicic)	1	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	130.6	131	oxide	Si (Silicic)	0.4	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	131	132.2	oxide	Si (Silicic)	1.2	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	132.2	133	oxide	Si (Silicic)	0.8	75.0	3	6	15	4	14	18	61
PDH-12-055	133	134.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	66.7	3	7	13	4	13	18	58
PDH-12-055	134.5	136	oxide	Si (Silicic)	1.5	80.0	3	4	16	4	17	18	65
PDH-12-055	136	137	oxide	Si (Silicic)	1	40.0	3	11	8	4	10	18	50
PDH-12-055	137	138.6	oxide	Si (Silicic)	1.6	62.5	3	7	12	4	13	18	57
PDH-12-055	138.6	140.2	oxide	Si (Silicic)	1.6	25.0	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	140.2	141.2	oxide	Si (Silicic)	1	70.0	3	6	14	4	14	18	60
PDH-12-055	141.2	142	oxide	Si (Silicic)	0.8	0.0	3	22	3	4	5	18	40
PDH-12-055	142	143.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	22.7	3	14	5	4	8	18	45
PDH-12-055	143.5	145	oxide	Si (Silicic)	1.5	40.0	3	11	8	4	10	18	50
PDH-12-055	145	146.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	33.3	3	12	7	4	9	18	48
PDH-12-055	146.5	148	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	16	38
PDH-12-055	148	149.1	oxide	Si (Silicic)	1.1	18.2	3	18	4	4	6	16	40
PDH-12-055	149.1	150.7	oxide	Si (Silicic)	1.6	0.0	3	22	3	4	5	16	38
PDH-12-055	150.7	151	oxide	Si (Silicic)	0.3	0.0	3	22	3	4	5	16	38
PDH-12-055	151	152.3	oxide	Si (Silicic)	1.3	15.4	3	18	4	4	6	18	42
PDH-12-055	152.3	154	oxide	Si (Silicic)	1.7	14.1	3	18	3	4	6	18	41
PDH-12-055	154	155.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	43.3	3	11	9	4	10	12	45
PDH-12-055	155.5	156.7	oxide	Si (Silicic)	1.2	25.0	3	14	5	4	8	12	39
PDH-12-055	156.7	157	oxide	Si (Silicic)	0.3	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	157	158.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	158.5	160	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	160	161.5	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	161.5	163	oxide	Si (Silicic)	1.5	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	163	163.8	oxide	Si (Silicic)	0.8	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	163.8	164.9	oxide	Si (Silicic)	1.1	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	164.9	166	sulfide		1.1	0.0	3	22	3	4	5	12	34
PDH-12-055	166	166.5	sulfide		0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	166.5	167.2	sulfide		0.7	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	167.2	169	sulfide		1.8	26.7	2	14	6	2	8	12	38
PDH-12-055	169	170.2	sulfide		1.2	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	170.2	171.2	sulfide		1	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	171.2	172	sulfide		0.8	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	172	173.5	sulfide		1.5	32.0	2	12	7	2	9	12	40
PDH-12-055	173.5	174.2	sulfide		0.7	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	174.2	175	sulfide		0.8	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	175	175.2	sulfide		0.2	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	175.2	175.9	sulfide		0.7	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	175.9	176.7	sulfide		0.8	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	176.7	177.2	sulfide		0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	177.2	178	sulfide		0.8	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	178	179.3	sulfide		0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	179.3	180.7	sulfide		1.4	7.1	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	180.7	181	sulfide		0.3	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	181	182.1	sulfide		1.1	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	182.1	182.7	sulfide		0.6	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	182.7	183.2	sulfide		0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	183.2	184	sulfide		0.8	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	184	185.4	sulfide		1.4	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	185.4	186.5	sulfide		1.1	9.1	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	186.5	187	sulfide		0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	187	187.8	sulfide	Si (Silicic)	0.8	12.5	2	18	3	2	6	12	33
PDH-12-055	187.8	188.7	sulfide	Si (Silicic)	0.9	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	188.7	189.8	sulfide	Si (Silicic)	1.1	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	189.8	190.5	sulfide	Si (Silicic)	0.7	0.0	2	22	3	2	5	12	32
PDH-12-055	190.5	191	sulfide	Si (Silicic)	0.5	0.0	2	22	3	2	5	12	32

APÉNDICE D
HOJAS DE LOS DATOS LINEALES DE RECORRIDO Y
DE DESCRIPCIÓN DE LA MASA DE ROCA

ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION				Photograph							
Location/Pit		Location		NAD27	0550324 E	0834661 N	502 m amsl				
Station ID	LP-01	Month	Day	10	9	2013	Inspector				
Locality	3	Slope Length	~20m	No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets				1			
Type	1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole		Slope Height	~5m	Azimuth	025°					
			Slope Angle	~45°							
ROCK MATERIAL INFORMATION								Methods to determine compressive strength: 2 Rock Type: Dacite			
Color	2	3	4	Grain size	3	Compressive strength	R0-R3			MPa	
1. Light	1. Pinkish	1. Pink	1. Very coarse (>60 mm)	S1 Very soft clay <0.025 S2 Soft clay 0.025-0.05 S3 Firm clay 0.05-0.10 S4 Stiff clay 0.10-0.25 S5 Very stiff clay 0.25-0.50 S6 Hard clay >0.50 R0 Extremely weak rock 0.25-1.0 R1 Very weak rock 1.0-5.0 R2 Weak rock 5.0-25 R3 Medium strong rock 25-50 R4 Strong rock 50-100 R5 Very strong rock 100-250 R6 Extremely strong rock >250							
2. Dark	2. Reddish	2. Red	2. Coarse (2-60 mm)								
3. Yellowish	3. Yellow	3. Yellow	3. Medium (60 μ - 2 mm)								
4. Brownish	4. Brown	4. Brown	4. Fine (2-60 μ)								
5. Olive	5. Olive	5. Olive	5. Very fine (<2 μ)								
6. Greenish	6. Green	6. Green									
7. Bluish	7. Blue	7. Blue									
8. Greyish	8. White	8. White									
9. Grey	9. Grey	9. Grey									
10. Black	10. Black	10. Black									
ROCK MASS INFORMATION								1. Measured 2. Assessed			
Fabric	1	Block size	3	State of weathering	4	No. of major discontinuity sets	3				
1. Blocky	1. Very large (~8 m ³)	1. Fresh	Set # Spacing 1 4 2 4 3 4 4 4 5								
2. Tabular	2. Large (0.2-8 m ³)	2. Slightly									
3. Columnar	3. Medium (0.008-0.2 m ³)	3. Moderately									
4. Shattered	4. Small (0.0002 - 0.008 m ³)	4. Highly									
	5. Very small (<0.0002 m ³)	5. Completely									
		6. Residual soil									
GSI	45	Discontinuity spacing	1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)								



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET



ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION			Location NAD27 [0550278 E] [0834673 N] [516 m amsl]				Photograph		
Location/Pit		Station ID LP-02		Month 10 Day 9 Year 2013		Inspector BJE			
Locality 3		Slope Length ~20m		No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 2					
Type 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole			Slope Height ~10m		Azimuth 025°			Slope Angle ~50°	
ROCK MATERIAL INFORMATION									
Color 2 [4] [3] 1. Light 2. Dark			Grain size 4 1. Very coarse (>60 mm) 2. Coarse (2-60 mm) 3. Medium (60 µ - 2 mm) 4. Fine (2-60 µ) 5. Very fine (<2 µ)		Compressive strength R4 MPa S1 Very soft clay <0.025 S2 Soft clay 0.025-0.05 S3 Firm clay 0.05-0.10 S4 Stiff clay 0.10-0.25 S5 Very stiff clay 0.25-0.50 S6 Hard clay >0.50 R0 Extremely weak rock 0.25-1.0 R1 Very weak rock 1.0-5.0 R2 Weak rock 5.0-25 R3 Medium strong rock 25-50 R4 Strong rock 50-100 R5 Very strong rock 100-250 R6 Extremely strong rock >250		Methods to determine compressive strength 2 Rock Type Dacite 1. Measured 2. Assessed		
ROCK MASS INFORMATION									
Fabric 1 1. Blocky 2. Tabular 3. Columnar 4. Shattered		Block size 3 1. Very large (~8 m³) 2. Large (0.2-8 m³) 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³)		State of weathering 2-3 1. Fresh 2. Slightly 3. Moderately 4. Highly 5. Completely 6. Residual soil		No. of major discontinuity sets 3 Set # Spacing 1 [4] 2 [4] 3 [4] 4 [4] 5 [4]		REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.) Silicified, strong rock. Very blocky. Some argillic alteration.	
GSI 50		Discontinuity spacing { 1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)							



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET

Linear Traverse		Trend 295	Plunge 7	Location			Easting 550278	Northing 834673	Elevation (m) 516	NAD27		
GENERAL INFORMATION		Project Element			Month 10	Day 9	Year 13	Inspector BJE			Discontinuity data sheet no. 1	of 2
Location/Pit La Pava		Station ID LP-2		Date								

NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY

Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment
0	J	42	130	0.5m	2	2	2	R3	R	P	-	18	1	
1.6	J	80	318	0.3m	2	2	2	R3	R	U	-	18	1	
2.9	J	51	300	0.5	1	2	2	R3	R	U	-	18	1	
3.2	J	78	87	0.3m	2	2	2	R1	R	U	-	14	1	
3.4	J	89	320	0.2m	2	2	2	R1	R	U	0.4m	18	1	
4	J	82	180	1m	0	2	2	R1	R	U	-	16	1	
6.6	J	26	3	0.3m	2	2	2	R3	R	P	0.3m	18	1	
6.9	J	69	306	0.2m	2	2	2	R3	R	U	-	18	1	
7	J	51	82	1m	2	2	2	R3	R	U	-	18	1	
7.8	J	88	90	0.5m	2	2	2	R3	R	U	-	20	1	
8.1	J	60	40	0.2	2	2	2	R3	R	U	-	20	1	
9.2	J	68	1	0.5m	2	2	2	R3	R	U	-	18	1	
10	J	25	45	0.2m	2	2	2	R3	R	U	-	18	1	
11.5	J	58	58	0.2m	2	2	2	R3	VR	U	-	20	1	
11.6	J	70	324	0.2m	2	2	2	R3	R	U	-	20	1	
12.3	J	78	10	0.2m	2	2	2	R3	R	P	-	22	1	
14	F	69	280	VERY HIGH	0	9	4	S5	SM	U	-	10	1	
17	J	58	316	0.1	0	2	2	R3	R	P	-	20	1	

Type	Persistence	
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m

Aperture/width	
1. Very tight (<0.1 mm)	
2. Tight (0.1-0.25 mm)	
3. Partly open (0.25-0.5 mm)	
4. Open (0.5-2.5 mm)	
5. Moderately wide (2.5-10 mm)	
6. Wide (>10 mm)	
7. Very wide (1-10 cm)	
8. Extremely wide (10-100 cm)	
9. Cavernous (>1 m)	

Nature of filling	
1. Clean	
2. Surface staining	
3. Non-cohesive	
4. Inactive clay or clay matrix	
5. Swelling clay or clay matrix	
6. Cemented	
7. Chlorite	
8. Cal	
9. Crushed Rock	
10. Gouge	

Compressive strength of infilling	
	MPa
S1 Very soft clay	<0.025
S2 Soft clay	0.025-0.05
S3 Firm clay	0.05-0.10
S4 Stiff clay	0.10-0.25
S5 Very stiff clay	0.25-0.50
S6 Hard clay	>0.50
R0 Extremely weak rock	0.25-1.0
R1 Very weak rock	1.0-5.0
R2 Weak rock	5.0-25
R3 Medium strong rock	25-50
R4 Strong rock	50-100
R5 Very strong rock	100-250
R6 Extremely strong rock	>250

Termination	
0. Neither end visible	
1. One end visible	
2. Both ends visible	

Surface shape	
St Stepped	
U Undulating	
P Planar	
C Curved	
I Irregular	

Surface roughness	
R Rough	
S Smooth	
P Polished	
K Slickensided	
VR Very Rough	

JOINT CONDITION RATING

BIENIAWSKI'S RMR SYSTEM

Condition of joints	Rating
Very rough surfaces Not continuous No separation Fresh (Hard) joint wall rock	25
Slightly rough surfaces Separation <1mm Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20
Slightly rough surfaces Separation <1mm Highly weathered (Soft) joint wall rock	12
Slickensided surfaces -or- Gouge <5mm thick -or- Separation 1-5mm Continuous	6
Soft gouge > 5mm thick -or- Separation >5mm Continuous	0



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET



ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION			Location NAD27 [0550256 E] [0834683 N] [515m amsl] Location/Pit Station ID LP-03 Month 10 Day 10 Year 2013 Inspector BJE Locality Type 3 Line Length ~20m No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 1 <div style="border: 1px solid black; padding: 5px; margin-top: 10px;"> 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole </div> Slope Height ~10m Azimuth 034° Slope Angle ~50°				Photograph 										
ROCK MATERIAL INFORMATION			Color 2 4 3 <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="flex: 1;"> 1. Light 2. Dark </div> <div style="flex: 1;"> 1. Pinkish 2. Reddish 3. Yellowish 4. Brownish 5. Olive 6. Greenish 7. Bluish 8. Greyish </div> <div style="flex: 1;"> 1. Pink 2. Red 3. Yellow 4. Brown 5. Olive 6. Green 7. Blue 8. White 9. Grey 10. Black </div> </div> Grain size 4 <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="flex: 1;"> 1. Very coarse (>60 mm) 2. Coarse (2-60 mm) 3. Medium (60 µ - 2 mm) 4. Fine (2-60 µ) 5. Very fine (<2 µ) </div> <div style="flex: 1;"> S1 Very soft clay <0.025 S2 Soft clay 0.025-0.05 S3 Firm clay 0.05-0.10 S4 Stiff clay 0.10-0.25 S5 Very stiff clay 0.25-0.50 S6 Hard clay >0.50 R0 Extremely weak rock 0.25-1.0 R1 Very weak rock 1.0-5.0 R2 Weak rock 5.0-25 R3 Medium strong rock 25-50 R4 Strong rock 50-100 R5 Very strong rock 100-250 R6 Extremely strong rock >250 </div> </div> Compressive strength R3 MPa	Methods to determine compressive strength 2 Rock Type Dacite 1. Measured 2. Assessed													
ROCK MASS INFORMATION			REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.) Clean ripped slope. No blasting for excavation according to Minera Cerro Quema employees.														
Fabric 1 <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> 1. Blocky 2. Tabular 3. Columnar 4. Shattered </div>	Block size 3 <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> 1. Very large (~8 m³) 2. Large (0.2-8 m³) 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³) </div>	State of weathering 3 <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> 1. Fresh 2. Slightly 3. Moderately 4. Highly 5. Completely 6. Residual soil </div>	No. of major discontinuity sets 3	Set # Spacing <table border="1" style="margin-left: auto; margin-right: auto;"> <tr><td>1</td><td>4</td></tr> <tr><td>2</td><td>4</td></tr> <tr><td>3</td><td>4</td></tr> <tr><td>4</td><td></td></tr> <tr><td>5</td><td></td></tr> </table>				1	4	2	4	3	4	4		5	
1	4																
2	4																
3	4																
4																	
5																	
GSI 55	Discontinuity spacing <div style="border: 1px solid black; padding: 5px; margin-left: 20px;"> 1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m) </div>																



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET

Linear Traverse		Trend 300	Plunge 5	Location	Easting 550256	Northing 834683	Elevation (m) 515	NAD27
GENERAL INFORMATION				Project Element	Month 10	Day 10	Year 2013	
Location/Pit	Station ID	La Pava	LP-3	Rock Fabric	Date	Inspector	BJE	Discontinuity data sheet no.
								1 of 1

NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY

Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment
0.2	J	22	180	0.2m	2	2	2	R3	R	P	0.3m	18	1	
1.5	J	58	318	1m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1	
3.1	J	68	250	0.5m	0	2	2	R0	R	U	-	12	1	
7.8	J	72	82	0.3m	0	2	2	R1	R	U	-	16	1	
7.2	J	79	120	1m	2	3	3	R0	R	U	-	12	1	
7.5	J	88	187	1m	0	3	3	R1	S	U	-	16	1	
8	J	85	270	10m	0	3	3	R0	R	U	-	18	1	VERY WAVY LARGE SCALE
8.8	J	60	310	10m	0	3	3	R0	R	U	-	18	1	VERY WAVY
9.8	J	85	90	2m	0	3	3	R1	R	U	-	16	1	WAVY
12.5	J	80	90	0.5	0	3	2	R3	R	U	-	18	1	
14.5	J	65	210	0.5	0	3	3	R0	R	U	-	16	1	
14.7	J	80	73	0.5	0	3	3	R1	R	U	-	16	1	
15.8	J	60	100	0.5	1	4	4	S5	R	U	-	10	1	
16.3	J	43	210	0.5	1	3	3	R0	R	U	-	12	1	
17.4	S	68	300	0.5	2	3	3	R0	K	U	-	6	2	
18.8	J	85	78	10m	0	3	3	R0	S	U	-	14	1	
19.2	J	71	300	10m	0	3	3	R3	R	U	-	18	1	
21	J	63	244	0.5	0	3	3	R3	R	U	-	18	1	
22.1	J	80	315	0.5	0	3	3	R3	R	U	-	18	1	

Type	Persistence	Aperture/width
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m
SH -- Shear		
Fo -- Foliation		
TC -- Tension Crack		
B -- Bedding		

- 1. Very tight (<0.1 mm)
- 2. Tight (0.1-0.25 mm)
- 3. Partly open (0.25-0.5 mm)
- 4. Open (0.5-2.5 mm)
- 5. Moderately wide (2.5-10 mm)
- 6. Wide (>10 mm)
- 7. Very wide (1-10 cm)
- 8. Extremely wide (10-100 cm)
- 9. Cavernous (>1 m)

- 1. Clean
- 2. Surface staining
- 3. Non-cohesive
- 4. Inactive clay or clay matrix
- 5. Swelling clay or clay matrix
- 6. Cemented
- 7. Chlorite
- 8. Cal
- 9. Crushed Rock
- 10. Gouge

Compressive strength of infilling	
	MPa
S1 Very soft clay	<0.025
S2 Soft clay	0.025-0.05
S3 Firm clay	0.05-0.10
S4 Stiff clay	0.10-0.25
S5 Very stiff clay	0.25-0.50
S6 Hard clay	>0.50
R0 Extremely weak rock	0.25-1.0
R1 Very weak rock	1.0-5.0
R2 Weak rock	5.0-25
R3 Medium strong rock	25-50
R4 Strong rock	50-100
R5 Very strong rock	100-250
R6 Extremely strong rock	>250

Termination
0. Neither end visible
1. One end visible
2. Both ends visible

- St Stepped
- U Undulating
- P Planar
- C Curved
- I Irregular

- R Rough
- S Smooth
- P Polished
- K Slickensided
- VR Very Rough

JOINT CONDITION RATING

BIENIAWSKI'S RMR SYSTEM

Condition of joints	Rating
Very rough surfaces Not continuous No separation	25
Fresh (Hard) joint wall rock	
Slightly rough surfaces Separation <1mm Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20
Rough (Medium) joint wall rock	
Slightly rough surfaces Separation <1mm Highly weathered (Soft) joint wall rock	12
Rough (Soft) joint wall rock	
Slickensided surfaces -or- Gouge <5mm thick -or- Separation 1-5mm Continuous	6
Soft gouge > 5mm thick -or- Separation >5mm Continuous	0



ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION			Location NAD27 [0550231 E] [0834700 N] [510m amsl] Station ID LP-04 Month 10 Day 10 Year 2013 Inspector BJE Locality 3 Slope Length ~20m No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 2 Type 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole Slope Height ~10m Azimuth 037° Slope Angle ~55°				Photograph 		
ROCK MATERIAL INFORMATION			Color 2 4 3 Grain size 3 Compressive strength R2-R3 MPa 1. Light 1. Pinkish 1. Pink 1. Very coarse (>60 mm) 2. Dark 2. Reddish 2. Red 2. Coarse (2-60 mm) 3. Yellowish 3. Yellow 3. Yellow 3. Medium (60 µ - 2 mm) 4. Brownish 4. Brown 4. Brown 4. Fine (2-60 µ) 5. Olive 5. Olive 5. Olive 5. Very fine (<2 µ) 6. Greenish 6. Green 6. Green 7. Bluish 7. Blue 7. Blue 8. Greyish 8. White 8. White 9. Grey 9. Grey 10. Black 10. Black	Compressive strength MPa S1 Very soft clay <0.025 S2 Soft clay 0.025-0.05 S3 Firm clay 0.05-0.10 S4 Stiff clay 0.10-0.25 S5 Very stiff clay 0.25-0.50 S6 Hard clay >0.50 R0 Extremely weak rock 0.25-1.0 R1 Very weak rock 1.0-5.0 R2 Weak rock 5.0-25 R3 Medium strong rock 25-50 R4 Strong rock 50-100 R5 Very strong rock 100-250 R6 Extremely strong rock >250					
ROCK MASS INFORMATION			Fabric 4 Block size 3 State of weathering 3 No. of major discontinuity sets 3 1. Blocky 1. Very large (~8 m³) 2. Tabular 2. Large (0.2-8 m³) 3. Columnar 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Shattered 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³)		Methods to determine compressive strength 2 Rock Type Dacite 1. Measured 2. Assessed			Golder Associates 	
			REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.) Disturbed face from weathering, loose material on slope face.						
			GSI 50 Discontinuity spacing { 1. Extremely close (<20 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 2. Very close (20-60 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)						

DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET

Linear Traverse		Trend 300	Plunge 5	Location	Easting 834700	Northing 550231	Elevation (m) 510	NAD27
GENERAL INFORMATION								
Location/Pit	Station ID	Project Element		Month	Day	Year		
La Pava	LP-4	Rock Fabric		Date	10	10	2013	Inspector BJE
								Discontinuity data sheet no. 1 of 2

NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY

Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment
0.8	J	82	146	1.0 m	0	3	3	R0	R	U	-	14	1	
1.2	J	63	124	0.5 m	0	3	3	R0	R	U	-	14	1	
1.7	J	49	115	1 m	1	3	3	R0	R	U	-	18	1	
2.3	J	79	143	1 m	1	3	2	R3	R	U	-	18	1	
2.3	J	81	99	2 m	2	3	2	R3	R	U	0.3 m	18	1	Very wavy
2.5	J	58	100	1 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	Rough Shattered
2.8	J	78	138	1 m	1	3	2	R2	S	U	0.5 m	18	1	
2.9	J	70	60	2 m	1	3	3	R2	S	U	0	16	1	
3	J	88	305	3 m	0	3	2	R3	S	U	0.2 m	18	1	
3.5	J	88	130	3 m	0	3	2	R2	S	U	0.5 m	18	1	
3.8	J	48	285	0.5 m	0	3	2	R3	R	U	-	18	1	
4.1	J	89	310	0.5 m	0	3	2	R3	S	U	-	16	1	
4.2	J	57	135	0.3 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
4.3	J	78	122	0.3 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
5.1	J	23	55	2 m	0	3	2	R3	R	U	-	18	1	
5.5	J	78	138	0.8 m	1	2	2	R2	R	U	-	16	1	
5.6	J	50	125	1 m	1	2	2	R2	R	U	-	16	1	
5.7	J	81	256	2 m	0	2	2	R2	R	U	-	16	1	

Type	Persistence	Aperture/width
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m
SH -- Shear		
Fo -- Foliation		
TC -- Tension Crack		
B -- Bedding		

Aperture/width
1. Very tight (<0.1 mm)
2. Tight (0.1-0.25 mm)
3. Partly open (0.25-0.5 mm)
4. Open (0.5-2.5 mm)
5. Moderately wide (2.5-10 mm)
6. Wide (>10 mm)
7. Very wide (1-10 cm)
8. Extremely wide (10-100 cm)
9. Cavernous (>1 m)

Nature of filling
1. Clean
2. Surface staining
3. Non-cohesive
4. Inactive clay or clay matrix
5. Swelling clay or clay matrix
6. Cemented
7. Chlorite
8. Cal
9. Crushed Rock
10. Gouge

Compressive strength of infilling	MPa
S1 Very soft clay	<0.025
S2 Soft clay	0.025-0.05
S3 Firm clay	0.05-0.10
S4 Stiff clay	0.10-0.25
S5 Very stiff clay	0.25-0.50
S6 Hard clay	>0.50
R0 Extremely weak rock	0.25-1.0
R1 Very weak rock	1.0-5.0
R2 Weak rock	5.0-25
R3 Medium strong rock	25-50
R4 Strong rock	50-100
R5 Very strong rock	100-250
R6 Extremely strong rock	>250

Termination
0. Neither end visible
1. One end visible
2. Both ends visible

Surface shape
St Stepped
U Undulating
P Planar
C Curved
I Irregular

Surface roughness
R Rough
S Smooth
P Polished
K Slickensided
VR Very Rough

JOINT CONDITION RATING

BIENIAWSKI'S RMR SYSTEM

Condition of joints	Rating
Very rough surfaces Not continuous No separation Fresh (Hard) joint wall rock	25
Slightly rough surfaces Separation <1mm Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20
Slightly rough surfaces Separation <1mm Highly weathered (Soft) joint wall rock	12
Slickensided surfaces -or- Gouge <5mm thick -or- Separation 1-5mm Continuous	6
Soft gouge > 5mm thick -or- Separation >5mm Continuous	0



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET



ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION			Location NAD27 [0550148 E] [0834707 N] [530m amsl]				Photograph		
Location/Pit		Station ID LP-05		Month 10 Day 11 Year 2013		Inspector BJE			
Locality 3		Slope Length ~20m		No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 1					
Type 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole			Slope Height ~10m		Azimuth 356°				
			Slope Angle ~50°						
ROCK MATERIAL INFORMATION									
Color 2 [4] [3] 1. Light 2. Dark			Grain size 3 1. Very coarse (>60 mm) 2. Coarse (2-60 mm) 3. Medium (60 µ - 2 mm) 4. Fine (2-60 µ) 5. Very fine (<2 µ)		Compressive strength R2-R3 MPa S1 Very soft clay <0.025 S2 Soft clay 0.025-0.05 S3 Firm clay 0.05-0.10 S4 Stiff clay 0.10-0.25 S5 Very stiff clay 0.25-0.50 S6 Hard clay >0.50 R0 Extremely weak rock 0.25-1.0 R1 Very weak rock 1.0-5.0 R2 Weak rock 5.0-25 R3 Medium strong rock 25-50 R4 Strong rock 50-100 R5 Very strong rock 100-250 R6 Extremely strong rock >250		Methods to determine compressive strength 2 Rock Type Dacite 1. Measured 2. Assessed		
ROCK MASS INFORMATION									
Fabric 4 1. Blocky 2. Tabular 3. Columnar 4. Shattered		Block size 3 1. Very large (~8 m³) 2. Large (0.2-8 m³) 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³)		State of weathering 3 1. Fresh 2. Slightly 3. Moderately 4. Highly 5. Completely 6. Residual soil		No. of major discontinuity sets 3 Set # Spacing 1 [4] 2 [4] 3 [4] 4 [4] 5 [4]		REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.) Low-angle shear observed in bench below survey line.	
GSI 55		Discontinuity spacing { 1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)							



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET																										
Linear Traverse GENERAL INFORMATION		Trend 255	Plunge 5	Location			Easting 550148	Northing 834707	Elevation (m) 530	NAD27																
		Location/Pit La Pava	Station ID LP-5	Project Element Rock Fabric	Month Date 10	Day 11	Year 2013	Inspector BJE	Discontinuity data sheet no. 1		of 1															
NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY																										
Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment												
2.1	J	67	300	3 m	0	3	2	R0	R	U		-	16	1												
4.0	J	50	141	0.5 m	0	3	2	R2	R	U		-	18	1												
4.7	S	45	68	0.5 m	0	3	2	R2	U	U		-	6	1												
5.8	J	72	115	0.5 m	0	3	2	R2	R	U		-	18	1												
8.2	J	46	23	0.3 m	0	3	2	R3	R	U		-	18	1												
11.0	J	79	40	0.5 m	1	3	2	R3	R	P		-	18	1												
11.4	J	71	316	0.5 m	1	3	2	R3	R	U		-	18	1												
12.6	J	72	260	1.0 m	2	2	2	R3	P	P		-	18	1												
13.2	J	62	280	0.3 m	2	2	2	R3	R	P		-	18	1												
13.2	J	72	63	0.5 m	0	2	2	R3	P	P		-	18	1												
14.6	J	89	322	0.5 m	1	2	2	R3	R	P		-	18	1												
15.3	J	81	38	1 m	2	2	2	R3	R	P		-	16	1												
15.5	J	88	354	1 m	1	3	2	R2	K	U		-	14	1												
16.6	J	60	210	0.5 m	1	3	2	R3	P	U		-	18	1												
16.8	J	80	31	1 m	0	3	2	R3	R	U		-	18	1												
17.3	J	78	10	0.5 m	0	3	2	R2	R	U		-	18	1												
19.7	J	58	255	1 m	2	2	2	R3	R	P		-	20	1												
20.1	J	89	326	2.5 m	2	2	2	R3	K	U		-	20	1												
21.7	J	60	270	0.5 m	2	2	8	R3	R	P		-	18	1												
22.0	J	70	210	0.5 m	2	2	2	R3	R	P		-	18	1												
Type	Persistence		Aperture/width		Nature of filling		Compressive strength of infilling		JOINT CONDITION RATING																	
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m	1. Very tight (<0.1 mm)	2. Tight (0.1-0.25 mm)	3. Partly open (0.25-0.5 mm)	4. Open (0.5-2.5 mm)	5. Moderately wide (2.5-10 mm)	6. Wide (>10 mm)	7. Very wide (1-10 cm)	8. Extremely wide (10-100 cm)	9. Cavernous (>1 m)	10. Gouge	S1 Very soft clay	<0.025	S2 Soft clay	0.025-0.05	S3 Firm clay	0.05-0.10	S4 Stiff clay	0.10-0.25	S5 Very stiff clay	0.25-0.50	S6 Hard clay	>0.50		
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m											R0 Extremely weak rock	0.25-1.0	R1 Very weak rock	1.0-5.0	R2 Weak rock	5.0-25	R3 Medium strong rock	25-50	R4 Strong rock	50-100	R5 Very strong rock	100-250	R6 Extremely strong rock	>250
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m																								
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m																								
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m																								
SH -- Shear																										
Fo -- Foliation																										
TC -- Tension Crack																										
B -- Bedding																										
Surface shape			Surface roughness			BIENIAWSKI'S RMR SYSTEM																				
St Stepped	R Rough	S Smooth	P Polished	K Slickensided	VR Very Rough	Condition of joints	Rating																			
U Undulating						Very rough surfaces Not continuous No separation Fresh (Hard) joint wall rock	25																			
P Planar						Slightly rough surfaces Separation <1mm Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20																			
C Curved						Slightly rough surfaces Separation <1mm Highly weathered (Soft) joint wall rock	12																			
I Irregular						Slickensided surfaces --or-- Gouge <5mm thick --or-- Separation 1-5mm Continuous	6																			
						Soft gouge > 5mm thick --or-- Separation >5mm Continuous	0																			
Golder Associates																										
Termination																										
0. Neither end visible																										
1. One end visible																										
2. Both ends visible																										

ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION				Photograph				
Location/Pit		Station ID	Location	NAD27	0550115 E	0834695 N	539m amsl	
		Month	Day	10	11	2013	Inspector	
Locality	Type	3	Slope Length	~20m	No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets			1
1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole			Slope Height	-10m	Azimuth	353°		
			Slope Angle	-50°				
ROCK MATERIAL INFORMATION								
Color	2	3	4	Grain size	3	Compressive strength	R2-R3	
						MPa		
1. Light	1. Pinkish	1. Pink	1. Very coarse (>60 mm)	S1	Very soft clay	<0.025		
2. Dark	2. Reddish	2. Red	2. Coarse (2-60 mm)	S2	Soft clay	0.025-0.05		
	3. Yellowish	3. Yellow	3. Medium (60 μ - 2 mm)	S3	Firm clay	0.05-0.10		
	4. Brownish	4. Brown	4. Fine (2-60 μ)	S4	Stiff clay	0.10-0.25		
	5. Olive	5. Olive	5. Very fine (<2 μ)	S5	Very stiff clay	0.25-0.50		
	6. Greenish	6. Green		S6	Hard clay	>0.50		
	7. Bluish	7. Blue		R0	Extremely weak rock	0.25-1.0		
	8. Greyish	8. White		R1	Very weak rock	1.0-5.0		
		9. Grey		R2	Weak rock	5.0-25		
		10. Black		R3	Medium strong rock	25-50		
				R4	Strong rock	50-100		
				R5	Very strong rock	100-250		
				R6	Extremely strong rock	>250		
ROCK MASS INFORMATION								
Fabric	4	Block size	3	State of weathering	2-3	No. of major discontinuity sets	4	
						Set #	Spacing	
1. Blocky	1. Very large (~8 m³)	1. Fresh	1			4		
2. Tabular	2. Large (0.2-8 m³)	2. Slightly	2			4		
3. Columnar	3. Medium (0.008-0.2 m³)	3. Moderately	3			4		
4. Shattered	4. Small (0.0002 - 0.008 m³)	4. Highly	4			4		
	5. Very small (<0.0002 m³)	5. Completely	5			4		
		6. Residual soil	5					
GSI	55	Discontinuity spacing	1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)					
REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.)								
Blocky stable slope. Loose debris on slope face.								



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET																								
Linear Traverse GENERAL INFORMATION		Trend 256	Plunge 5	Location			Easting 550115	Northing 834695	Elevation (m) 539	NAD27														
		Location/Pit La Pava	Station ID LP-6	Project Element Rock Fabric	Month Date 10	Day 11	Year 2013	Inspector BJE	Discontinuity data sheet no. 1		of 1													
NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY																								
Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment										
0.5	J	20	268	1 m	2	2	2	R3	R	U	-	20	1											
1.8	J	78	40	1 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1											
2.4	J	89	60	1 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
5.0	J	52	4	1 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
7.1	J	75	332	0.5 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1											
7.5	J	90	27	10 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1	Very wavy large scale										
7.8	J	67	326	1 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
8.3	J	82	238	1 m	0	3	3	R1	R	U	-	12	1											
11.1	J	71	7	0.5 m	0	3	2	R3	R	U	-	18	1											
11.1	J	62	315	1 m	0	3	2	R3	S	U	-	16	1											
12.1	J	78	40	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
13.7	J	64	320	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
14.6	J	71	54	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1											
16.0	J	52	82	0.8 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1											
17.0	J	43	11	5 m	1	3	2	R3	R	U	-	18	1	Very wavy										
17.8	J	50	342	3 m	1	3	2	R3	R	U	-	18	1											
18.6	J	72	60	02. m	2	3	2	R3	K	U	-	20	1											
22.0	J	61	44	0.2	0	3	3	R3	R	U	-	18	1											
22.3	J	60	300	0.5	0	3	3	R3	R	U	-	18	1											
25.0	F	62	184	>10 m	0	6	4	S5	K	U	-	6	1	MAJOR FAULT										
Type	Persistence		Aperture/width		Nature of filling		Compressive strength of infilling		JOINT CONDITION RATING															
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m	1. Very tight (<0.1 mm)	2. Tight (0.1-0.25 mm)	3. Partly open (0.25-0.5 mm)	4. Open (0.5-2.5 mm)	5. Moderately wide (2.5-10 mm)	6. Wide (>10 mm)	1. Clean	MPa	S1 Very soft clay	<0.025	S2 Soft clay	0.025-0.05	S3 Firm clay	0.05-0.10	S4 Stiff clay	0.10-0.25	S5 Very stiff clay	0.25-0.50	S6 Hard clay	>0.50		
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m	7. Very wide (1-10 cm)	8. Extremely wide (10-100 cm)	9. Cavernous (>1 m)	10. Gouge	11. Extremely weak rock	12. Weak rock	13. Very weak rock		R0	0.25-1.0	R1	1.0-5.0	R2	5.0-25	R3	25-50	R4	50-100	R5	100-250	R6	>250
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m	14. Slightly rough surfaces	15. Separation <1mm	16. Highly weathered (Soft) joint wall rock	17. Slightly weathered (Hard) joint wall rock	18. Fresh (Hard) joint wall rock	19. Not continuous	20. Continuous															
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m	21. Slickensided surfaces -or-	22. Gouge <5mm thick -or-	23. Separation 1-5mm	24. Continuous	25. Slickensided surfaces -or-	26. Gouge >5mm thick -or-	27. Separation >5mm	28. Continuous														
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m	29. Termination	30. Surface shape	31. Surface roughness	32. Condition of joints	33. Rating	34. Rating	35. Rating	36. Rating	37. Rating	38. Rating	39. Rating	40. Rating	41. Rating	42. Rating	43. Rating	44. Rating	45. Rating	46. Rating	47. Rating	48. Rating	49. Rating	50. Rating
SH -- Shear			0. Neither end visible	1. One end visible	2. Both ends visible	St Stepped	R Rough	S Smooth	P Polished	K Slickensided	Very rough surfaces	Not continuous	No separation	Fresh (Hard) joint wall rock	25									
Fo -- Foliation						U Undulating	S Smooth	P Polished	K Slickensided	VR Very Rough	Slightly rough surfaces	Separation <1mm	Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20										
TC -- Tension Crack						P Planar	R Rough	S Smooth	P Polished	K Slickensided	Slightly rough surfaces	Separation <1mm	Highly weathered (Soft) joint wall rock	12										
B -- Bedding						C Curved	S Smooth	P Polished	K Slickensided	VR Very Rough	Slickensided surfaces -or-	Gouge <5mm thick -or-	Separation 1-5mm	Continuous	6									
						I Irregular					Soft gouge >5mm thick -or-	Separation >5mm	Continuous	0										
Golder Associates																								

ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION				Location NAD27 [0550084 E 0834697 N 532m amsl]	Photograph													
Location/Pit	Station ID LP-07	Month 10	Day 12	Year 2013	Inspector BJE													
Locality 3	Slope Length ~20m	No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 2																
Type 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole		Slope Height ~10m	Azimuth 007°															
		Slope Angle ~50°																
ROCK MATERIAL INFORMATION																		
Color 2 3 4	Grain size 3	Compressive strength R2-R3 MPa <table border="1" style="margin-left: 20px; border-collapse: collapse;"> <tr><td>S1 Very soft clay <0.025</td></tr> <tr><td>S2 Soft clay 0.025-0.05</td></tr> <tr><td>S3 Firm clay 0.05-0.10</td></tr> <tr><td>S4 Stiff clay 0.10-0.25</td></tr> <tr><td>S5 Very stiff clay 0.25-0.50</td></tr> <tr><td>S6 Hard clay >0.50</td></tr> <tr><td>R0 Extremely weak rock 0.25-1.0</td></tr> <tr><td>R1 Very weak rock 1.0-5.0</td></tr> <tr><td>R2 Weak rock 5.0-25</td></tr> <tr><td>R3 Medium strong rock 25-50</td></tr> <tr><td>R4 Strong rock 50-100</td></tr> <tr><td>R5 Very strong rock 100-250</td></tr> <tr><td>R6 Extremely strong rock >250</td></tr> </table>				S1 Very soft clay <0.025	S2 Soft clay 0.025-0.05	S3 Firm clay 0.05-0.10	S4 Stiff clay 0.10-0.25	S5 Very stiff clay 0.25-0.50	S6 Hard clay >0.50	R0 Extremely weak rock 0.25-1.0	R1 Very weak rock 1.0-5.0	R2 Weak rock 5.0-25	R3 Medium strong rock 25-50	R4 Strong rock 50-100	R5 Very strong rock 100-250	R6 Extremely strong rock >250
S1 Very soft clay <0.025																		
S2 Soft clay 0.025-0.05																		
S3 Firm clay 0.05-0.10																		
S4 Stiff clay 0.10-0.25																		
S5 Very stiff clay 0.25-0.50																		
S6 Hard clay >0.50																		
R0 Extremely weak rock 0.25-1.0																		
R1 Very weak rock 1.0-5.0																		
R2 Weak rock 5.0-25																		
R3 Medium strong rock 25-50																		
R4 Strong rock 50-100																		
R5 Very strong rock 100-250																		
R6 Extremely strong rock >250																		
1. Light 2. Dark	1. Pinkish 2. Reddish 3. Yellowish 4. Brownish 5. Olive 6. Greenish 7. Bluish 8. Greyish	1. Pink 2. Red 3. Yellow 4. Brown 5. Olive 6. Green 7. Blue 8. White 9. Grey 10. Black	Methods to determine compressive strength 2 Rock Type Dacite 1. Measured 2. Assessed															
ROCK MASS INFORMATION																		
Fabric 1	Block size 3	State of weathering 3	No. of major discontinuity sets 4	REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.)														
1. Blocky 2. Tabular 3. Columnar 4. Shattered	1. Very large (~8 m³) 2. Large (0.2-8 m³) 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³)	1. Fresh 2. Slightly 3. Moderately 4. Highly 5. Completely 6. Residual soil	Set # Spacing 1 4 2 4 3 4 4 4 5 4	Silicified rock mass is similar across the slope-cut area with localized zones of more highly argillized material.														
GSI 55	Discontinuity spacing		1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)															



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET

Linear Traverse		Trend 256	Plunge 5	Location	Easting 550084	Northing 834697	Elevation (m) 532	NAD27
GENERAL INFORMATION				Project Element Rock Fabric	Month 10	Day 12	Year 2013	
Location/Pit La Pava	Station ID LP-7	Inspector BJE	Discontinuity data sheet no. 1 of 2					

NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY

Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment
1.0	F	31	230	10 m	1	5	4	S4	S	U	-	6	1	
3.0	J	58	265	0.5 m	2	3	3	R2	R	U	-	18	1	
3.5	F	29	275	10 m	1	5	4	S4	S	U	-	6	1	
4.2	J	62	53	1 m	0	3	2	R2	R	U	-	18	1	
4.9	J	70	68	3 m	1	3	3	R1	R	U	-	16	1	
5.8	J	70	330	1 m	1	3	3	R1	R	U	-	16	1	
5.8	F	20	235	8 m	1	5	4	S5	R	U	-	6	1	
5.9	J	52	66	0.6 m	2	3	2	R3	R	U	-	20	1	
6.5	J	65	327	0.5 m	2	3	2	R3	R	U	-	20	1	
6.7	J	70	249	0.5 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
7.2	J	62	89	0.5 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
7.5	J	42	234	0.5 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
7.7	J	38	62	0.4 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
9.0	J	20	347	0.4 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
10.8	J	71	35	0.2 m	2	3	2	R3	R	U	-	18	1	
11.8	J	70	38	0.5 m	1	3	2	R3	R	U	-	20	1	
12.0	J	89	142	0.5 m	1	3	2	R3	R	U	-	18	1	
13.6	J	20	15	1 m	0	3	2	R3	R	U	-	20	1	

Type	Persistence	Aperture/width
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m

Nature of filling	Compressive strength of infilling MPa
1. Clean	<0.025
2. Surface staining	0.025-0.05
3. Non-cohesive	0.05-0.10
4. Inactive clay or clay matrix	0.10-0.25
5. Swelling clay or clay matrix	0.25-0.50
6. Cemented	>0.50
7. Chlorite	0.25-1.0
8. Cal	1.0-5.0
9. Crushed Rock	5.0-25
10. Gouge	25-50

Condition of joints	Rating
Very rough surfaces Not continuous No separation Fresh (Hard) joint wall rock	25
Slightly rough surfaces Separation <1mm Slightly weathered (Hard) joint wall rock	20
Slightly rough surfaces Separation <1mm Highly weathered (Soft) joint wall rock	12
Slickensided surfaces -or- Gouge <5mm thick -or- Separation 1-5mm Continuous	6
Soft gouge > 5mm thick -or- Separation >5mm Continuous	0

Surface shape
St Stepped
U Undulating
P Planar
C Curved
I Irregular

Surface roughness
R Rough
S Smooth
P Polished
K Slickensided
VR Very Rough



DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET



ROCK MASS DESCRIPTION DATA SHEET

GENERAL INFORMATION				Location NAD27 [0550017 E 0834691 N 541m amsl]	Photograph																																							
Location/Pit	Station ID LP-08	Month 10	Day 12	Year 2013	Inspector BJE																																							
Locality 3	Slope Length ~20m	No. of supplementary sheets of discontinuity data sheets 1																																										
Type 1. Natural exposure 2. Road cut 3. Mine Bench 4. Test Pit 5. Adit 6. Tunnel 7. Drill hole		Slope Height ~10m	Azimuth 007°																																									
		Slope Angle ~55°																																										
ROCK MATERIAL INFORMATION																																												
Color 2 3 4	Grain size 3	Compressive strength R2-R4 MPa <table border="1" style="margin-left: 20px; border-collapse: collapse;"> <tr><td>S1</td><td>Very soft clay</td><td><0.025</td></tr> <tr><td>S2</td><td>Soft clay</td><td>0.025-0.05</td></tr> <tr><td>S3</td><td>Firm clay</td><td>0.05-0.10</td></tr> <tr><td>S4</td><td>Stiff clay</td><td>0.10-0.25</td></tr> <tr><td>S5</td><td>Very stiff clay</td><td>0.25-0.50</td></tr> <tr><td>S6</td><td>Hard clay</td><td>>0.50</td></tr> <tr><td>R0</td><td>Extremely weak rock</td><td>0.25-1.0</td></tr> <tr><td>R1</td><td>Very weak rock</td><td>1.0-5.0</td></tr> <tr><td>R2</td><td>Weak rock</td><td>5.0-25</td></tr> <tr><td>R3</td><td>Medium strong rock</td><td>25-50</td></tr> <tr><td>R4</td><td>Strong rock</td><td>50-100</td></tr> <tr><td>R5</td><td>Very strong rock</td><td>100-250</td></tr> <tr><td>R6</td><td>Extremely strong rock</td><td>>250</td></tr> </table>				S1	Very soft clay	<0.025	S2	Soft clay	0.025-0.05	S3	Firm clay	0.05-0.10	S4	Stiff clay	0.10-0.25	S5	Very stiff clay	0.25-0.50	S6	Hard clay	>0.50	R0	Extremely weak rock	0.25-1.0	R1	Very weak rock	1.0-5.0	R2	Weak rock	5.0-25	R3	Medium strong rock	25-50	R4	Strong rock	50-100	R5	Very strong rock	100-250	R6	Extremely strong rock	>250
S1	Very soft clay	<0.025																																										
S2	Soft clay	0.025-0.05																																										
S3	Firm clay	0.05-0.10																																										
S4	Stiff clay	0.10-0.25																																										
S5	Very stiff clay	0.25-0.50																																										
S6	Hard clay	>0.50																																										
R0	Extremely weak rock	0.25-1.0																																										
R1	Very weak rock	1.0-5.0																																										
R2	Weak rock	5.0-25																																										
R3	Medium strong rock	25-50																																										
R4	Strong rock	50-100																																										
R5	Very strong rock	100-250																																										
R6	Extremely strong rock	>250																																										
1. Light 2. Dark	1. Pinkish 2. Reddish 3. Yellowish 4. Brownish 5. Olive 6. Greenish 7. Bluish 8. Greyish	1. Pink 2. Red 3. Yellow 4. Brown 5. Olive 6. Green 7. Blue 8. White 9. Grey 10. Black	Methods to determine compressive strength Rock Type 1. Measured 2. Assessed																																									
ROCK MASS INFORMATION																																												
Fabric 1	Block size 3	State of weathering 3	No. of major discontinuity sets 4	REMARKS (exposure type/age, stability condition, design issues etc.)																																								
1. Blocky 2. Tabular 3. Columnar 4. Shattered	1. Very large (~8 m³) 2. Large (0.2-8 m³) 3. Medium (0.008-0.2 m³) 4. Small (0.0002 - 0.008 m³) 5. Very small (<0.0002 m³)	1. Fresh 2. Slightly 3. Moderately 4. Highly 5. Completely 6. Residual soil	Set # Spacing <table border="1" style="border-collapse: collapse; margin-left: 20px;"> <tr><td>1</td><td>4</td></tr> <tr><td>2</td><td>4</td></tr> <tr><td>3</td><td>4</td></tr> <tr><td>4</td><td>4</td></tr> <tr><td>5</td><td></td></tr> </table>	1	4	2	4	3	4	4	4	5		Better quality rock mass than previous survey lines, strong ,hard interlocking joints with little iron oxide surface coating.																														
1	4																																											
2	4																																											
3	4																																											
4	4																																											
5																																												
GSI 60	Discontinuity spacing { 1. Extremely close (<20 mm) 2. Very close (20-60 mm) 3. Close (60 - 200 mm) 4. Moderately (200-600 mm) 5. Wide (600-2000 mm) 6. Very wide (2000-6000 mm) 7. Ext. wide (>6000 m)																																											

DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET																				
Linear Traverse GENERAL INFORMATION		Trend 254	Plunge 5	Location			Easting 550017	Northing 834691	Elevation (m) 541	NAD27										
		Location/Pit La Pava	Station ID LP-8	Project Element Rock Fabric	Month Date 10	Day 12	Year 2013	Inspector BJE	Discontinuity data sheet no. 1			of 1								
NATURE AND ORIENTATION OF DISCONTINUITY																				
Location	Type	Dip	Dip Direction	Persistence	Termination	Aperture/Width	Nature of Filling	Strength of Filling	Roughness	Shape	Spacing, m	JCR	Number	Comment						
1.0	J	89	10	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	0.2	18	1							
1.6	J	89	5	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	0.2	18	1							
1.8	J	78	52	0.8 m	0	2	2	R3	R	U	-	20	1							
2.1	J	89	68	1 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1							
2.8	J	60	250	2 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1							
3.0	J	30	15	0.5 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1							
5.3	J	58	218	10 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1							
6.3	J	32	48	0.5 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1							
6.4	J	89	335	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	-	20	1							
7.6	J	24	5	0.5 m	0	2	2	R3	R	U	-	20	1							
8.5	J	76	36	0.5 m	0	2	2	R3	R	P	-	18	1							
10.9	J	89	276	2 m	1	2	2	R3	R	U	-	20	1							
12.3	J	89	333	2 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1							
15.4	J	73	246	5 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1							
17.8	J	89	20	2 m	1	2	2	R3	R	U	-	18	1							
18.3	J	89	290	5 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1							
19.2	J	83	70	2 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1							
20.4	J	79	275	5 m	0	2	2	R3	R	U	-	18	1							
21.0	J	20	325	0.5	0	2	2	R3	R	U	-	20	1							
21.6	J	80	100	0.5	0	2	2	R3	R	U	-	20	1							
Type	Persistence		Aperture/width		Nature of filling		Compressive strength of infilling		JOINT CONDITION RATING											
FZ - Fault Zone	1. Very low persistence	<1 m	1. Very tight (<0.1 mm)	2. Tight (0.1-0.25 mm)	3. Partly open (0.25-0.5 mm)	4. Open (0.5-2.5 mm)	5. Moderately wide (2.5-10 mm)	6. Wide (>10 mm)	1. Clean	2. Surface staining	3. Non-cohesive	4. Inactive clay or clay matrix	5. Swelling clay or clay matrix	6. Cemented	7. Chlorite	8. Cal	9. Crushed Rock	10. Gouge	BIENIAWSKI'S RMR SYSTEM	
F -- Fault	2. Low persistence	1-3 m	7. Very wide (1-10 cm)	8. Extremely wide (10-100 cm)	9. Cavernous (>1 m)				S1 Very soft clay	<0.025	S2 Soft clay	0.025-0.05	S3 Firm clay	0.05-0.10	S4 Stiff clay	0.10-0.25	S5 Very stiff clay	0.25-0.50	S6 Hard clay	>0.50
J -- Joint (single)	3. Medium persistence	3-10 m							R0 Extremely weak rock	0.25-1.0	R1 Very weak rock	1.0-5.0	R2 Weak rock	5.0-25	R3 Medium strong rock	25-50	R4 Strong rock	50-100	R5 Very strong rock	100-250
JS -- Joint Set	4. High persistence	10-20 m							R6 Extremely strong rock	>250										
Sch -- Schistosity	5. Very high persistence	>20 m																		
SH -- Shear																				
Fo -- Foliation																				
TC -- Tension Crack																				
B -- Bedding																				
Termination		Surface shape		Surface roughness																
0. Neither end visible		St Stepped		R Rough																
1. One end visible		U Undulating		S Smooth																
2. Both ends visible		P Planar		P Polished																
		C Curved		K Slickensided																
		I Irregular		VR Very Rough																
Golder Associates																				

DISCONTINUITY SURVEY DATA SHEET



APÉNDICE E
RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE LABORATORIO



TECNILAB, S. A.
UNA EMPRESA E. BARRANCO Y ASOC., S. A.
LABORATORIO DE SUELOS Y MATERIALES

FUNDADA
EN
1973

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y LÍMITES DE ATTERBERG/ PARTICLE SIZE
DISTRIBUTION AND ATTERBERG LIMITS
(ASTM D 6913, D4318 AND D 2487)**

F-060

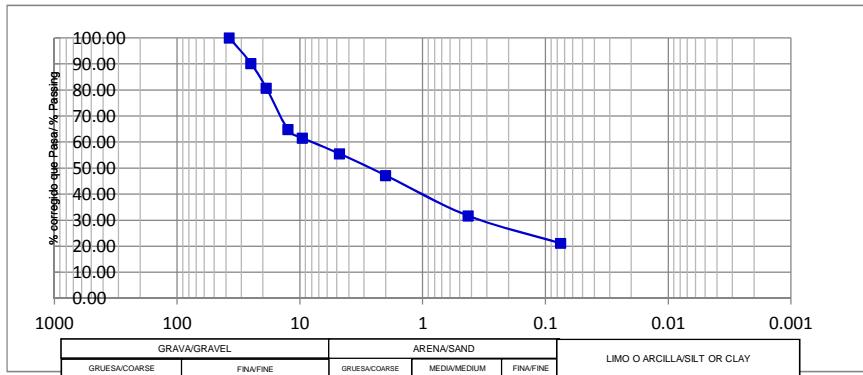
Fecha Efectiva:
15 de Noviembre de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión:
1

Página:
1 de 1

TRABAJO No/ JOB #: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA HOYO No/ HOLE #: PDH12-036
PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA MUESTRA/SAMPLE: -----
MUESTREADO POR/SAMPLED BY: EL CLIENTE FECHA/DATE: ----- PROFUNDIDAD/DEPTH: 7.13 - 7.15
ENSAYADO POR/TESTED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA
LOCALIZACIÓN/ LOCATION: TONOSI, PROVINCIA DE LOS SANTOS



RESUMEN/ SUMMARY	
L. L.	C _u
P. L.	C _c
P. I.	-----
CLASIFICACIÓN S.U.C.S./S.U.C.S. CLASSIFICATION	
GM	
CLASIFICACIÓN AASHTO/ AASHTO CLASSIFICATION	
CLASIFICACIÓN / CLASSIFICATION	
ÍNDICE DE GRUPO/GROUP INDEX	
CLASIFICACIÓN/CLASSIFICATION	
GRAVA LIMOSA CON ARENA	
OBSERVACIONES/ REMARKS:	

AGREGADO GRUESO/COARSE AGGREGATE

AGREGADO FINO/FINE AGGREGATE

HIDROMETRO/HYDROMETER

TAMIZ / SIEVE	RETENIDO ACUMULADO/ ACCUMULATED RETAINED	% RETENIDO/ % RETAINED	% PASA/ % PASSING	TAMIZ/ SIEVE	RETENIDO ACUMULADO/ ACCUMULATED RETAINED	% RETENIDO/ % RETAINED	% PASA/ % PASSING	CORR. PASA/ CORR. PASSING	DIÁMETRO DE PARTICULA/ PARTICLE SIZE	CORREGIDO QUE PASA/ CORRECTED PASSING				
4"				#4	403.10	44.44	55.56	55.56						
3"				#10	478.50	52.80	47.20	47.20						
2 1/2"				#40	619.40	68.30	31.70	31.70						
2"				#200	715.40	78.90	21.10	21.10						
1 1/2"	0.00	0.00	100.00	FONDO										
1"	89.10	9.82	90.18	TOTAL										
3/4"	175.40	19.34	80.66		AGREGADO GRUESO/ COARSE AGGREGATE									
1/2"	319.00	35.17	64.83		Peso Muestra Total Seca/ Total Weigh Dry Sample									
3/8"	349.00	38.48	61.52		AGREGADO FINO/ FINE AGGREGATE									
#4	403.10	44.44	55.56		Peso Muestra Total Seca/ Total Weight Dry Sample									
FONDO					Peso Seco Despues de Lavado/ Dry Weight after washed									
TOTAL														

% GRAVA / %GRAVEL

44.44 % ARENA / % SAND

34.46 % FINOS / % FINE

21.10

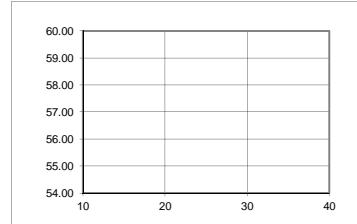
Equipo utilizado para Análisis Granulométrico / Equipment Used for Particle Size Distribution

Equipo/Equipment: BALANZA No. Serie/Serial #: 540 Equipo/Equipment: TAMIZADORA No. Serie/Serial #: 741
Equipo/Equipment: HORNO No. Serie/Serial #: 436 Equipo/Equipment: No. Serie/Serial #:

LÍMITE LÍQUIDO/LIQUID LIMIT

LÍMITE PLÁSTICO/PLASTIC LIMIT

Ensaya No/ Test N°	1	2	3	Ensaya No/ Test N°	1	2
Cápsula No/ Can N°				Cápsula No/ Can N°		
Peso Cápsula/ Mass of Can (g)				Peso Cápsula/ Mass of Can (g)		
Cap + Suelo Hum/ Can+wet soil (g)				Cap + Suelo Hum/ Can+wet soil (g)		
Cap + Suelo Seco/ Can+Dry Soil (g)				Cap + Suelo Seco/ Can+Dry Soil (g)		
Aqua/ Water (g)				Aqua/ water (g)		
Suelo Seco/ Dry Soil (g)				Suelo Seco/ Dry Soil (g)		
Cont. Humedad % / Water content %				Cont. Humedad % / Water content %		
# de Golpes / # of Blows				Promedio/ Average		



Equipo utilizado para Límites de Atterberg / Equipment used for Atterberg Limits

Equipo/Equipment: _____ No. Serie/Serial #: _____ Equipo/Equipment: _____ No. Serie/Serial #: _____
Equipo/Equipment: _____ No. Serie/Serial #: _____ Equipo/Equipment: _____ No. Serie/Serial #: _____

Observaciones/ Remarks:

MATERIAL NO PLASTICO

Muestreado en Campo por/ Sampled on site by:

J. MONDOZA

Compilado por/Compiled by:

E. VALDEZ

Ensayado por/ Tested by:

C. CORDOBA

Presentado por/ Presented by:

L. NAVARRO



TECNILAB, S. A.
UNA EMPRESA E. BARRANCO Y ASOC., S. A.
LABORATORIO DE SUELOS Y MATERIALES

FUNDADA
EN
1973

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y LÍMITES DE ATTERBERG/ PARTICLE SIZE
DISTRIBUTION AND ATTERBERG LIMITS
(ASTM D 6913, D4318 AND D 2487)**

F-060

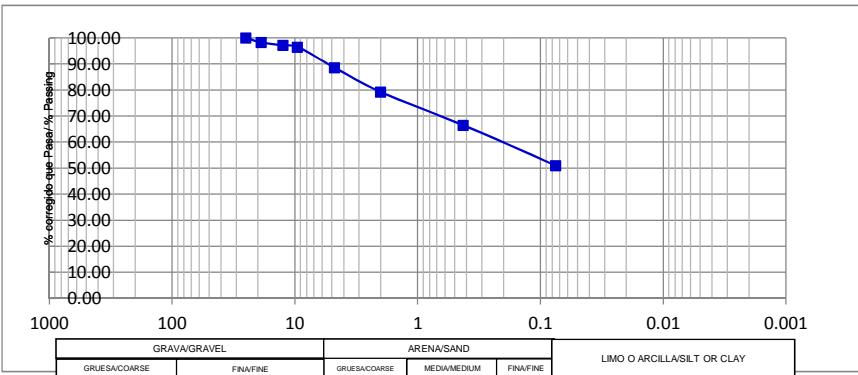
Fecha Efectiva:
15 de Noviembre de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión:
1

Página:
1 de 1

TRABAJO No/ JOB #: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA HOYO No/ HOLE #: CO-LP-08
PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA MUESTRA/SAMPLE: -----
MUESTREADO POR/SAMPLED BY: EL CLIENTE FECHA/DATE: ----- PROFUNDIDAD/DEPTH: FAUL GOUGE
ENSAYADO POR/TESTED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA
LOCALIZACIÓN/ LOCATION: TONOSI, PROVINCIA DE LOS SANTOS



RESUMEN/ SUMMARY	
L. L.	33.20
P. L.	24.7
P. I.	8.5
CLASIFICACIÓN S.U.C.S./S.U.C.S. CLASSIFICATION	
ML	
CLASIFICACIÓN AASHTO/ AASHTO CLASSIFICATION	
CLASIFICACIÓN / CLASSIFICATION	A-4
ÍNDICE DE GRUPO/GROUP INDEX	3
CLASIFICACIÓN/CLASSIFICATION	
LIMO ARENOSO	
OBSERVACIONES/ REMARKS:	PLASTICIDAD BAJA

AGREGADO GRUESO/COARSE AGGREGATE

TAMIZ / SIEVE	RETIENIDO ACUMULADO/ ACCUMULATED RETAINED	% RETENIDO/ % RETAINED	% PASA/ % PASSING	TAMIZ/ SIEVE	RETIENIDO ACUMULADO/ ACCUMULATED RETAINED	% RETENIDO/ % RETAINED	% PASA/ % PASSING	CORR. PASA/ CORR. PASSING	DIÁMETRO DE PARTICULA/ PARTICLE SIZE	CORREGIDO QUE PASA/ CORRECTED PASSING
4"				#4	90.20	11.39	88.61	88.61		
3"				#10	165.00	20.80	79.20	79.20		
2 1/2"				#40	265.10	33.50	66.50	66.50		
2"				#200	388.30	49.00	51.00	51.00		
1 1/2"				FONDO						
1"	0.00	0.00	100.00	TOTAL						
3/4"	13.80	1.74	98.26	AGREGADO GRUESO/ COARSE AGGREGATE						
1/2"	22.70	2.87	97.13	Peso Muestra Total Seca/ Total Weigh Dry Sample						
3/8"	27.90	3.52	96.48	AGREGADO FINO/ FINE AGGREGATE						
#4	90.20	11.39	88.61	Peso Muestra Total Seca/ Total Weight Dry Sample						
FONDO				Peso Seco Despues de Lavado/ Dry Weight after washed						
TOTAL				791.90 g						
				388.70 g						

% GRAVA / %GRAVEL

11.39 % ARENA / % SAND

37.61

% FINOS / % FINE

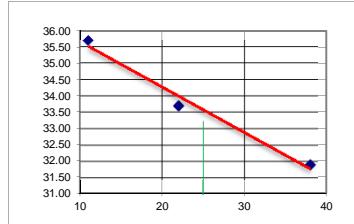
51.00

Equipo utilizado para Análisis Granulométrico / Equipment Used for Particle Size Distribution

Equipo/Equipment:	BALANZA	No. Serie/Serial #:	540	Equipo/Equipment:	TAMIZADORA	No. Serie/Serial #:	741
Equipo/Equipment:	HORN	No. Serie/Serial #:	436	Equipo/Equipment:		No. Serie/Serial #:	

LÍMITE LÍQUIDO/LIQUID LIMIT

Ensayo No/ Test N°	1	2	3	Ensayo No/ Test N°	1	2
Cápsula No/ Can N°	57	15	28	Cápsula No/ Can N°	63	22
Peso Cápsula/ Mass of Can (g)	12.33	11.49	11.12	Peso Cápsula/ Mass of Can (g)	4.27	4.34
Cap + Suelo Hum/ Can+wet soil (g)	27.20	28.11	33.26	Cap + Suelo Hum/ Can+wet soil (g)	11.95	12.51
Cap + Suelo Seco/ Can+Dry Soil (g)	23.60	23.92	27.44	Cap + Suelo Seco/ Can+Dry Soil (g)	10.43	10.89
Aqua/ Water (g)	3.60	4.19	5.82	Aqua/ water (g)	1.52	1.62
Suelo Seco/ Dry Soil (g)	11.27	12.43	16.32	Suelo Seco/ Dry Soil (g)	6.16	6.55
Cont. Humedad % / Water content %	31.90	33.70	35.70	Cont. Humedad % / Water content %	24.70	24.70
# de Golpes / # of Blows	38	22	11	Promedio/ Average	24.7	



Equipo utilizado para Límites de Atterberg / Equipment used for Atterberg Limits

Equipo/Equipment:		No. Serie/Serial #:		Equipo/Equipment:		No. Serie/Serial #:
Equipo/Equipment:		No. Serie/Serial #:		Equipo/Equipment:		No. Serie/Serial #:

Observaciones/ Remarks:

Muestreado en Campo por/ Sampled on site by:	J. MONDOZA	Ensayado por/ Tested by:	C. CORDOBA
Compilado por/Compiled by:	E. VALDEZ	Presentado por/ Presented by:	L. NAVARRO

**RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF
INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)**

F-089

Fecha:
15 de Abril de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión:
0
Página:
1 de 1

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-LP-01
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGHT (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	----	360.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.52	2.00	3706	233.0	22.85
2	----	358.3	4.50	9.00	15.90	143.14	2.50	2.00	6554	412.1	40.41
											

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST											
Equipo/Equipment:	BALANZA	Serie/Serial:	927	Equipo/Equipment:	-----	Serie/Serial:	-----				
Equipo/Equipment:	MAQUINA DE COMPRESSION	Serie/Serial:	436	Equipo/Equipment:	-----	Serie/Serial:	-----				

OBSERVACIONES/REMARKS: FALLA POR DIACLASA

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)

F-089

Fecha:
15 de Abril de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión: 0
Página: 1 de 1

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-LP-06
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGTH (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	-----	345.0	4.50	9.00	15.90	143.14	2.41	2.00	1615	101.5	9.96
2	-----	340.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.38	2.00	903	56.8	5.57
											

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST

Equipo/Equipment:	<u>BALANZA</u>	Serie/Serial: <u>927</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial: <u>-----</u>
Equipo/Equipment:	<u>MAQUINA DE COMPRESION</u>	Serie/Serial: <u>436</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial: <u>-----</u>

OBSERVACIONES/REMARKS:

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO

PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)

F-089

Fecha:
15 de Abril de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión: 0
Página: 1 de 1

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-LP-09
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGTH (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	-----	350.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.45	2.00	2018	126.9	12.45
2	-----	357.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.49	2.00	2753	173.1	16.98
											

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST

Equipo/Equipment:	<u>BALANZA</u>	Serie/Serial: <u>927</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial: <u>-----</u>
Equipo/Equipment:	<u>MAQUINA DE COMPRESION</u>	Serie/Serial: <u>436</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial: <u>-----</u>

OBSERVACIONES/REMARKS:

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO

PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

**RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF
INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)**

F-089

Fecha:
15 de Abril de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión:
0
Página:
1 de 1

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-LP-11
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGHT (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	-----	354.9	4.50	9.00	15.90	143.14	2.48	2.00	1878	118.1	11.58
2	-----	355.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.48	2.00	1184	74.4	7.30
											

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST

Equipo/Equipment:	<u>BALANZA</u>	Serie/Serial:	<u>927</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial:	<u>-----</u>
Equipo/Equipment:	<u>MAQUINA DE COMPRESIÓN</u>	Serie/Serial:	<u>436</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial:	<u>-----</u>

OBSERVACIONES/REMARKS:

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO

PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

**RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF
INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)**

F-089

Fecha:
15 de Abril de 2011

Área:
Pruebas y Ensayos

Versión:
0
Página:
1 de 1

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-QQ-1
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGHT (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	-----	353.1	4.50	9.00	15.90	143.14	2.47	2.00	1186	74.6	7.31
2	-----	352.5	4.50	9.00	15.90	143.14	2.46	2.00	1288	81.0	7.94
											

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST

Equipo/Equipment:	<u>BALANZA</u>	Serie/Serial:	<u>927</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial:	<u>-----</u>
Equipo/Equipment:	<u>MAQUINA DE COMPRESIÓN</u>	Serie/Serial:	<u>436</u>	Equipo/Equipment:	<u>-----</u>	Serie/Serial:	<u>-----</u>

OBSERVACIONES/REMARKS:

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO

PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

**RESISTENCIA EN COMPRESIÓN DE TESTIGO DE ROCA/ METHOD FOR UNCONFINED COMPRESSIVE STRENGTH OF
INTACT ROCK CORE SPECIMENS (ASTM D 7012)**

F-089

Fecha: 15 de Abril de 2011	Área: Pruebas y Ensayos	Versión: 0	Página: 1 de 1
-------------------------------	----------------------------	---------------	-------------------

TRABAJO No./JOB: 3-1972 CLIENTE/CLIENT: CERRO QUEMA MUESTRA/ SAMPLE: CQ-LP-10
 PROYECTO/PROJECT: CERRO QUEMA UBICACIÓN /LOCATION: TONOSI
 MUESTREADO POR/SAMPLE BY : CLIENTE FECHA/DATE: ----- LABORATORISTA/TECHNICIAN: -----
 PREPARADO POR/PREPARED BY: TECNILAB S.A. FECHA/DATE: 22-oct-13 LABORATORISTA/TECHNICIAN: C. CORDOBA

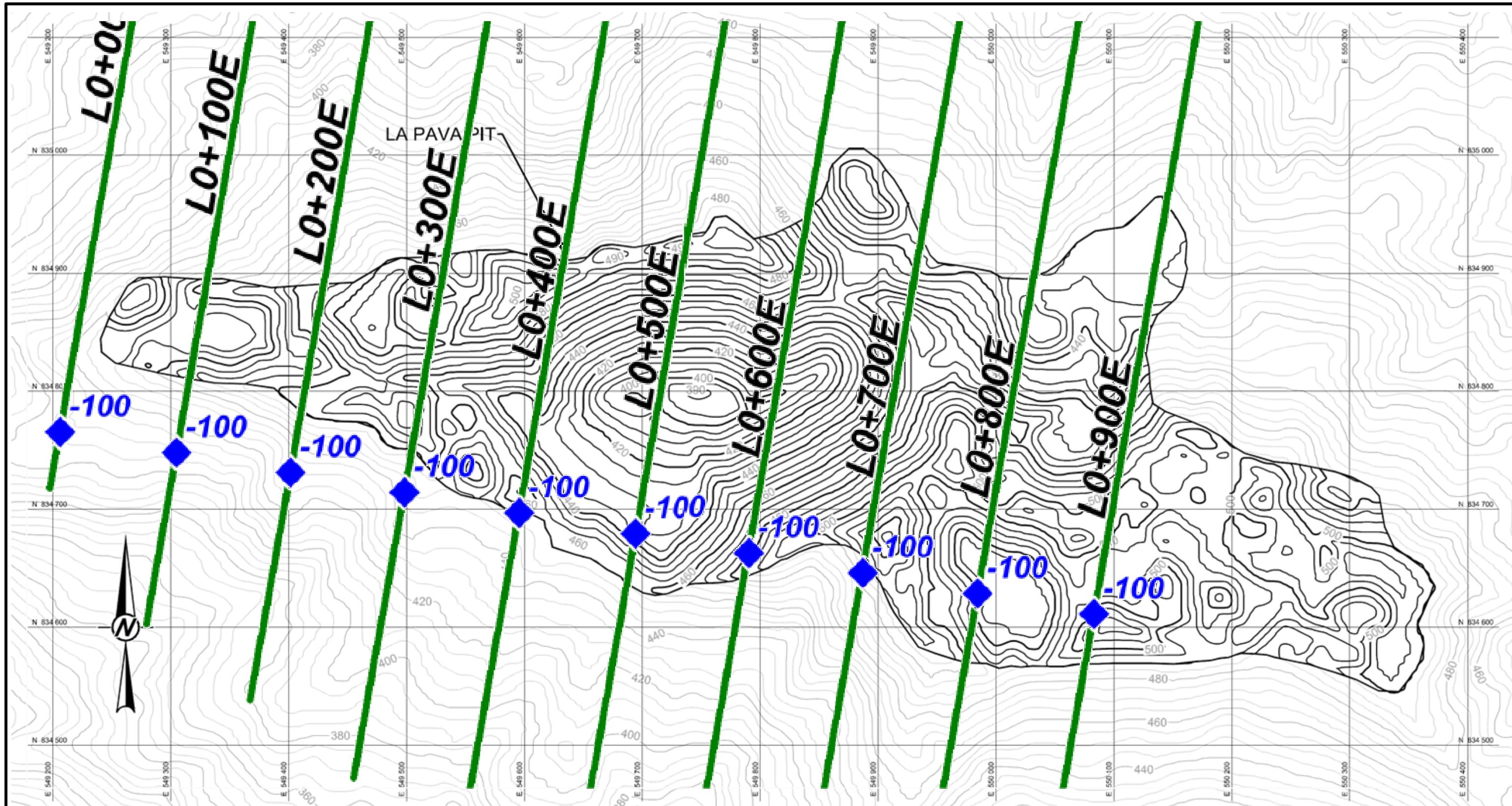
MUESTRA / SAMPLE	PROFUNDIDAD /DEPTH (m)	PESO/ WEIGHT g	DIAMETRO / DIAMETER (cm)	LARGO / LENGHT (cm)	AREA TRANSVERSAL/ TRANSVERSAL AREA (cm ²)	VOLUMEN/ VOLUME (cm ³)	DENSIDAD / DENSITY (g/cm ³)	RELACION/ RELATIONSHIP L/D	CARGA MAXIMA/ MAXIMUM LOAD MAXIMUN LOAD kg	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH kg/cm ²	RESISTENCIA MAXIMA/ MAXIMUM STRENGTH MPa
1	-----	360.0	4.50	9.00	15.90	143.14	2.52	2.00	4951	311.3	30.53
2	-----	360.7	4.50	9.00	15.90	143.14	2.52	2.00	1547	97.3	9.54

EQUIPO UTILIZADO PARA LA PRUEBA / EQUIPMENT USED FOR THE TEST											
Equipo/Equipment:	BALANZA			Serie/Serial:	927	Equipo/Equipment:	-----			Serie/Serial:	-----
Equipo/Equipment:	MAQUINA DE COMPRESION			Serie/Serial:	436	Equipo/Equipment:	-----			Serie/Serial:	-----

OBSERVACIONES/REMARKS: FALLA POR DIACLASA

COMPILADO POR/COMPILED BY: L. NAVARRO PRESENTADO POR/PRESENTED BY: _____

APÉNDICE F
ESTUDIO DE RESISTIVIDAD DE POLARIZACIÓN INDUCIDA (IP)



Note: Section locations are approximate

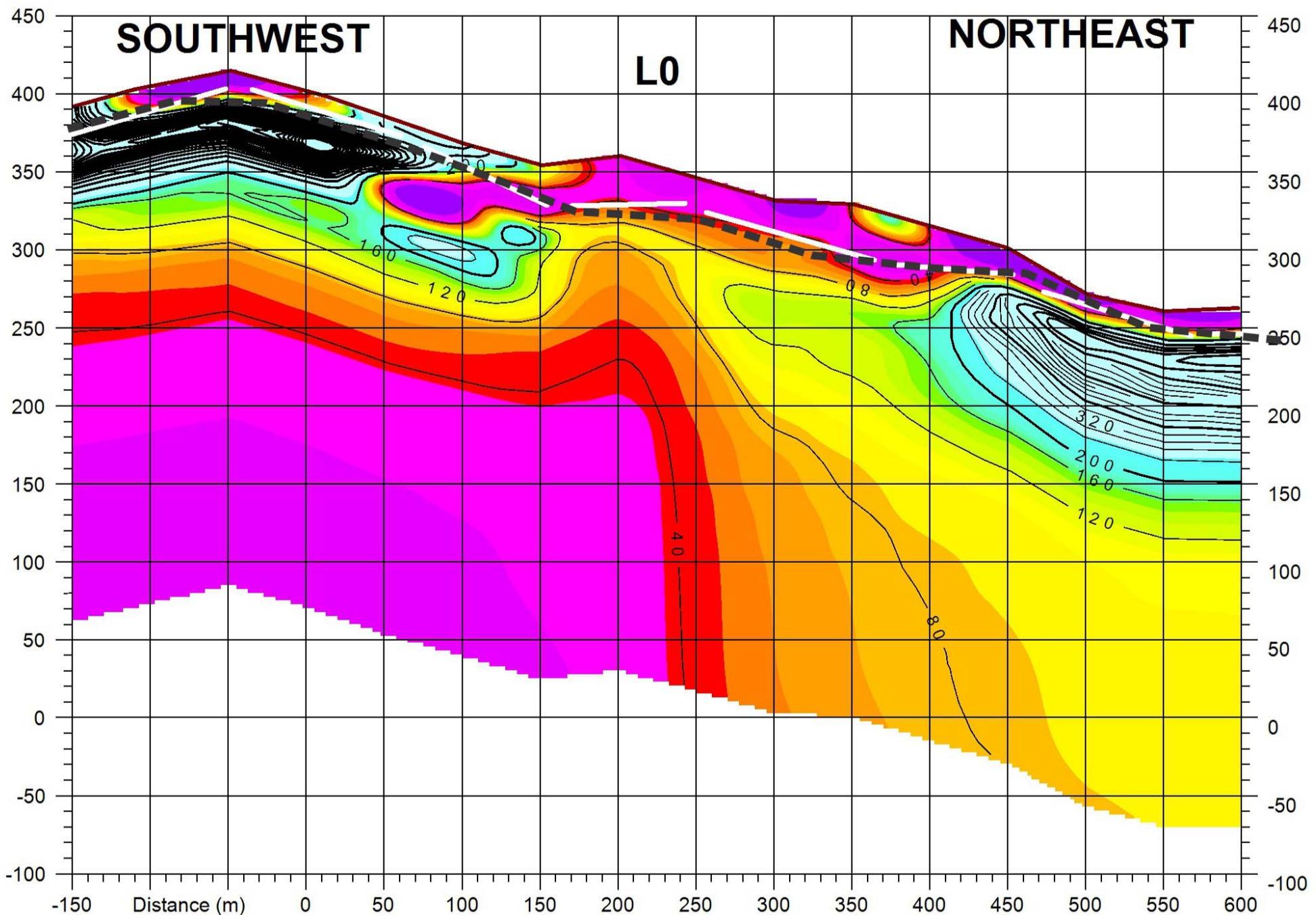
PROJECT
 PERSHIMCO TSX-V:PRO
 PERSHIMCO RESOURCES
 CERRO QUEMA PROJECT
 LOS SANTOS, PANAMA

TITLE

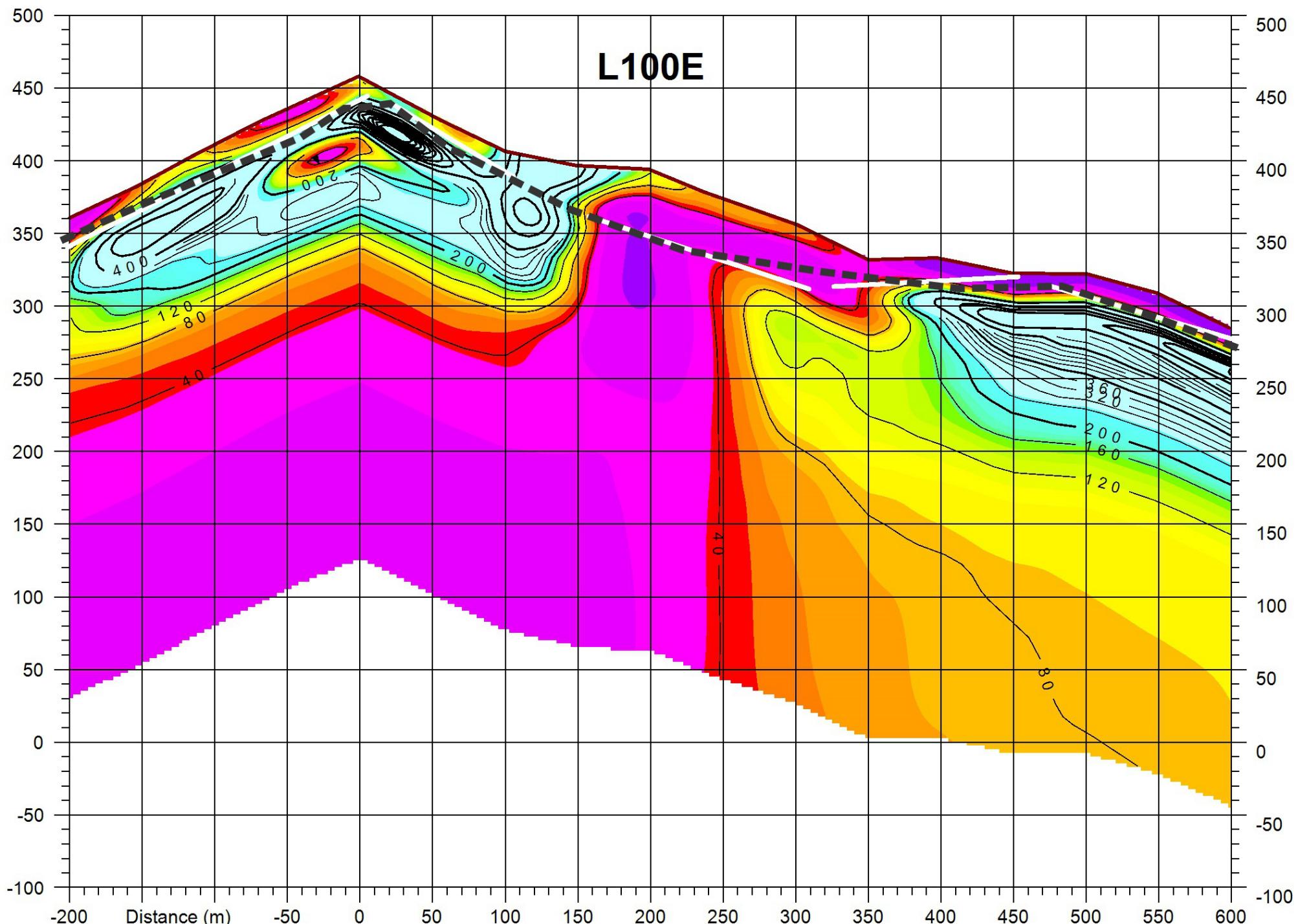
IP SURVEY LOCATIONS
 LA PAVA

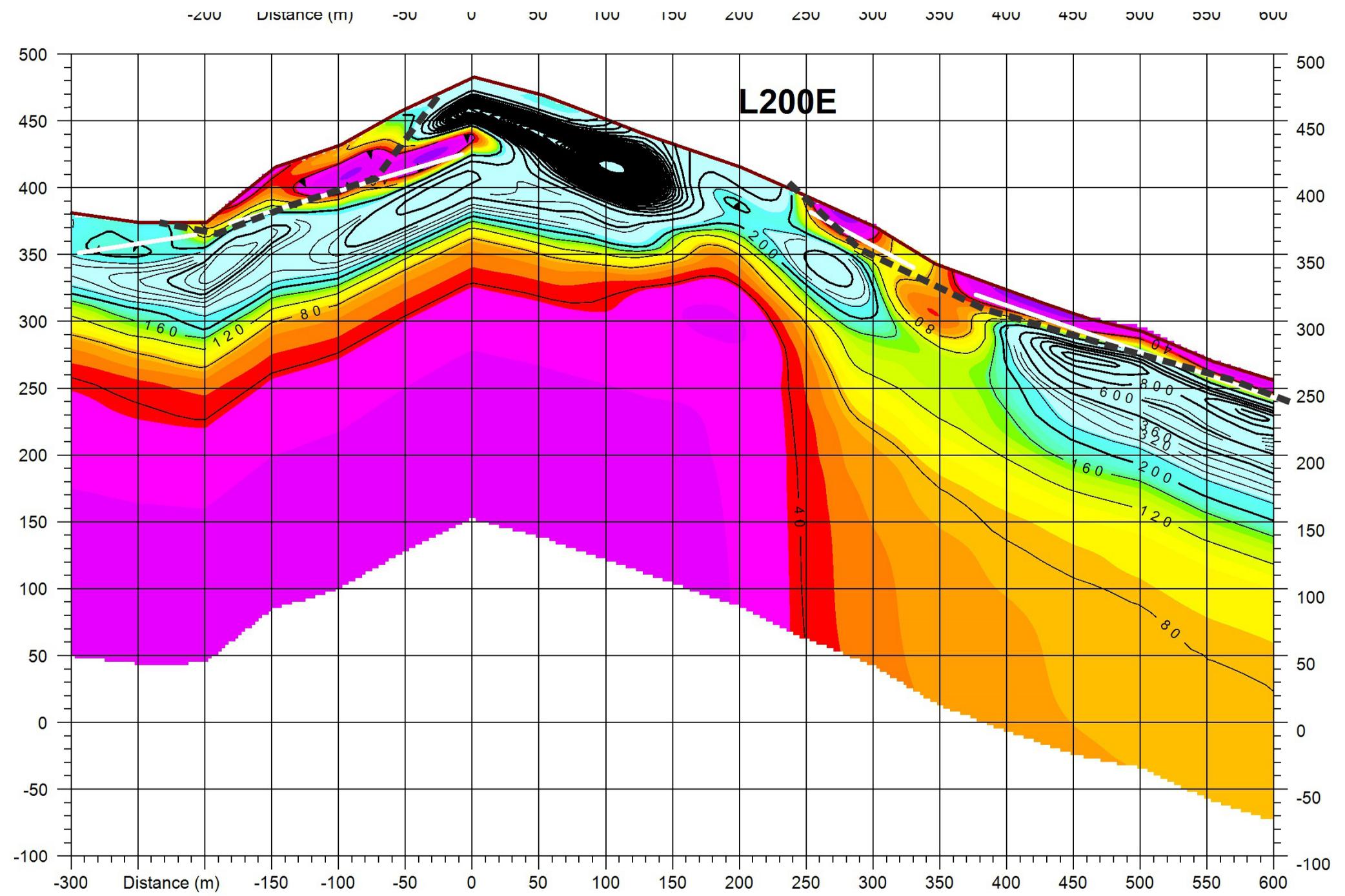
Golder Associates	PROJECT No.	130-0709	FILE No.	0	
	DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE	NOT TO SCALE
	CADD	BJE	11/12/2013	FIGURE	
	CHECK	-	-		
	REVIEW	-	-		

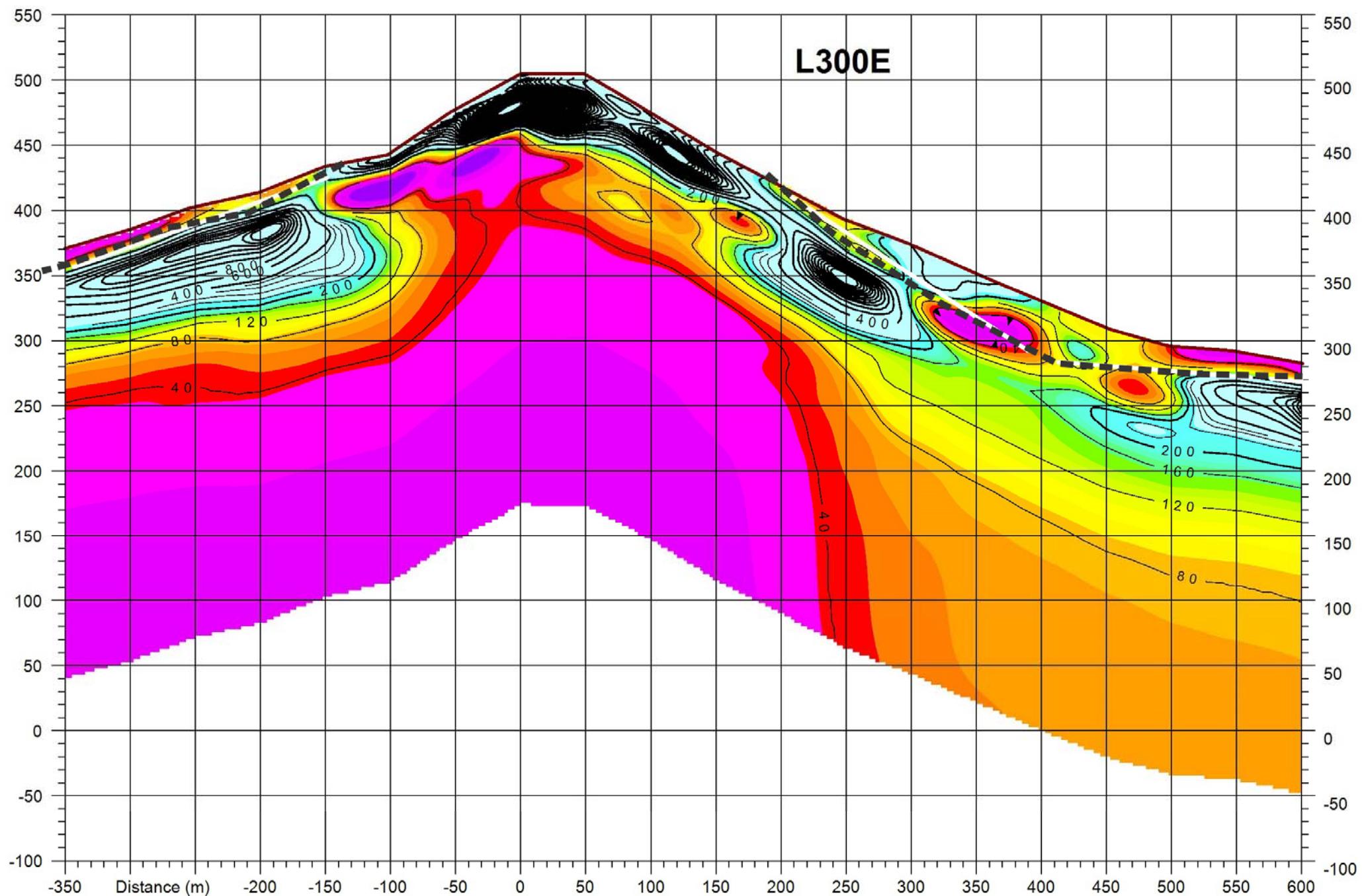
F1

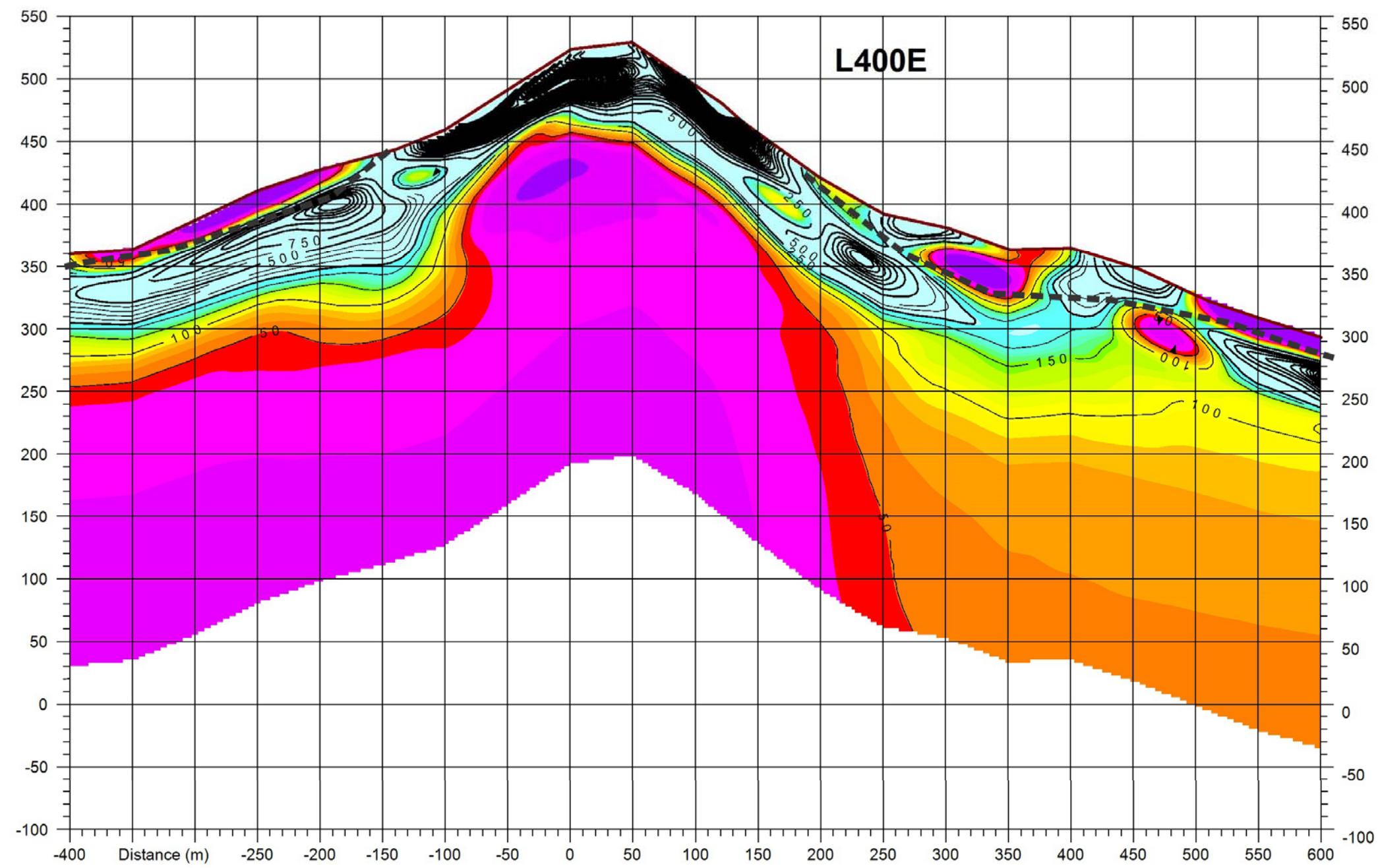


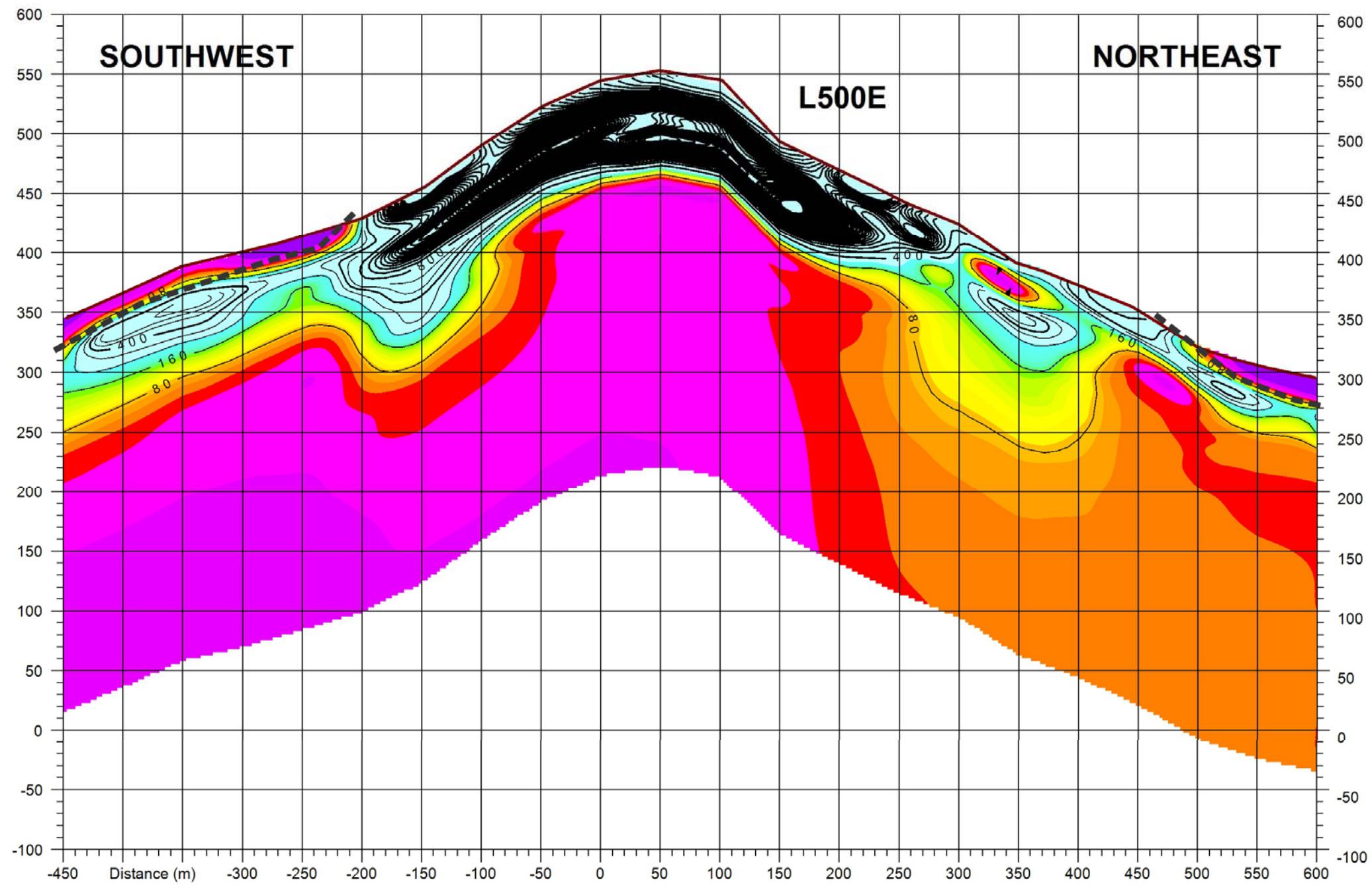
-150 Distance (m) 0 50 100 150 200 250 300 350 400 450 500 550 600

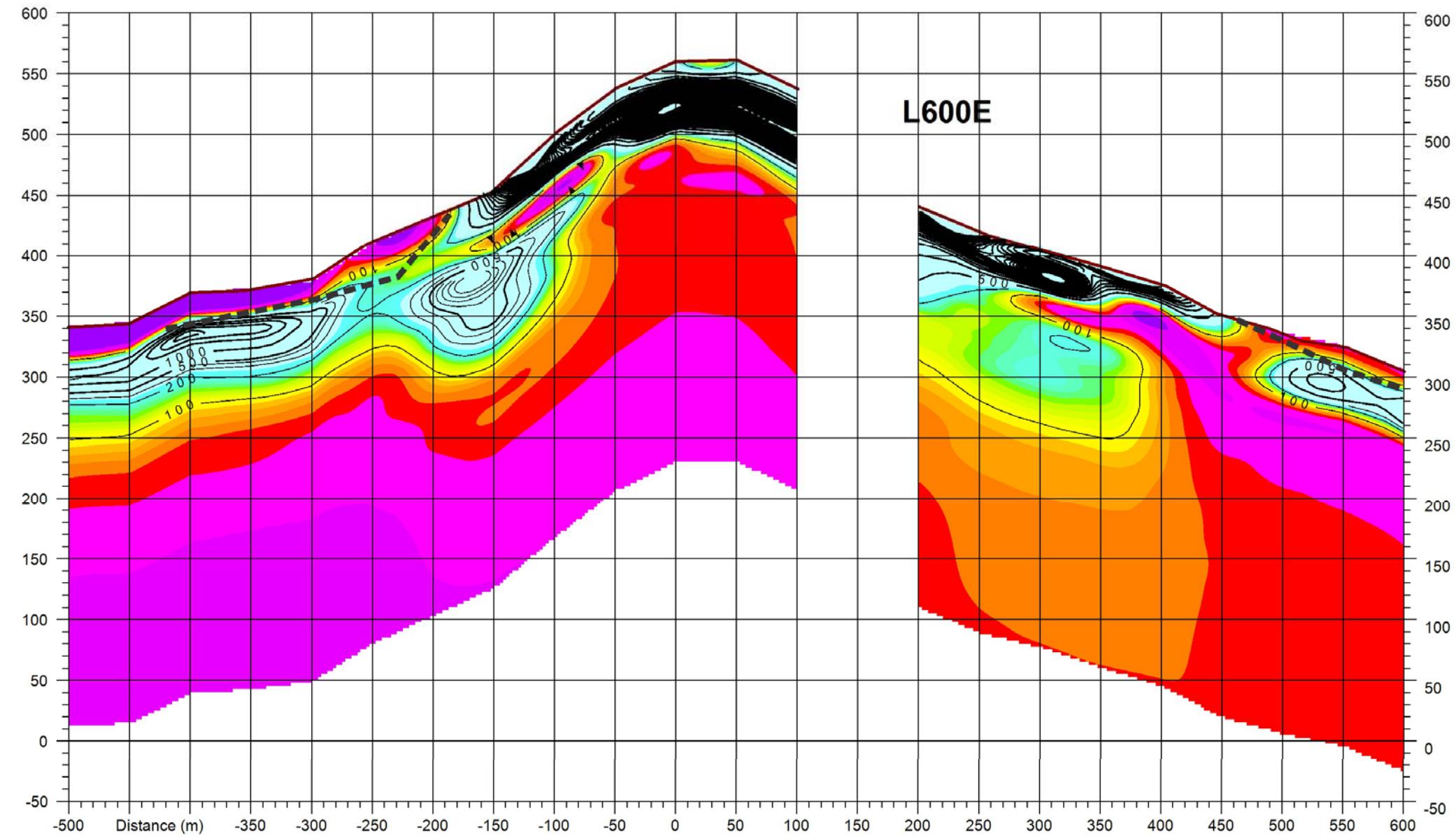


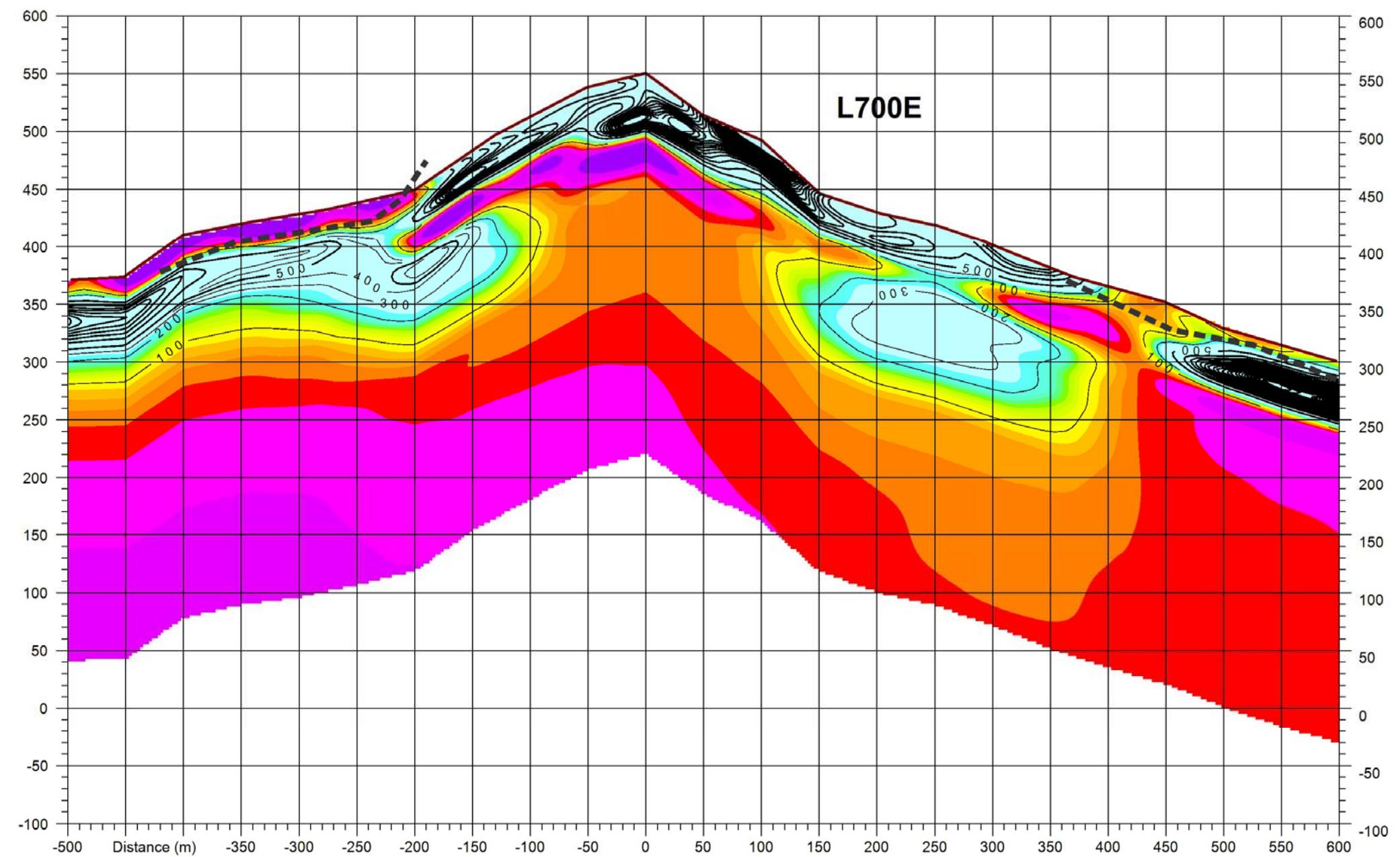


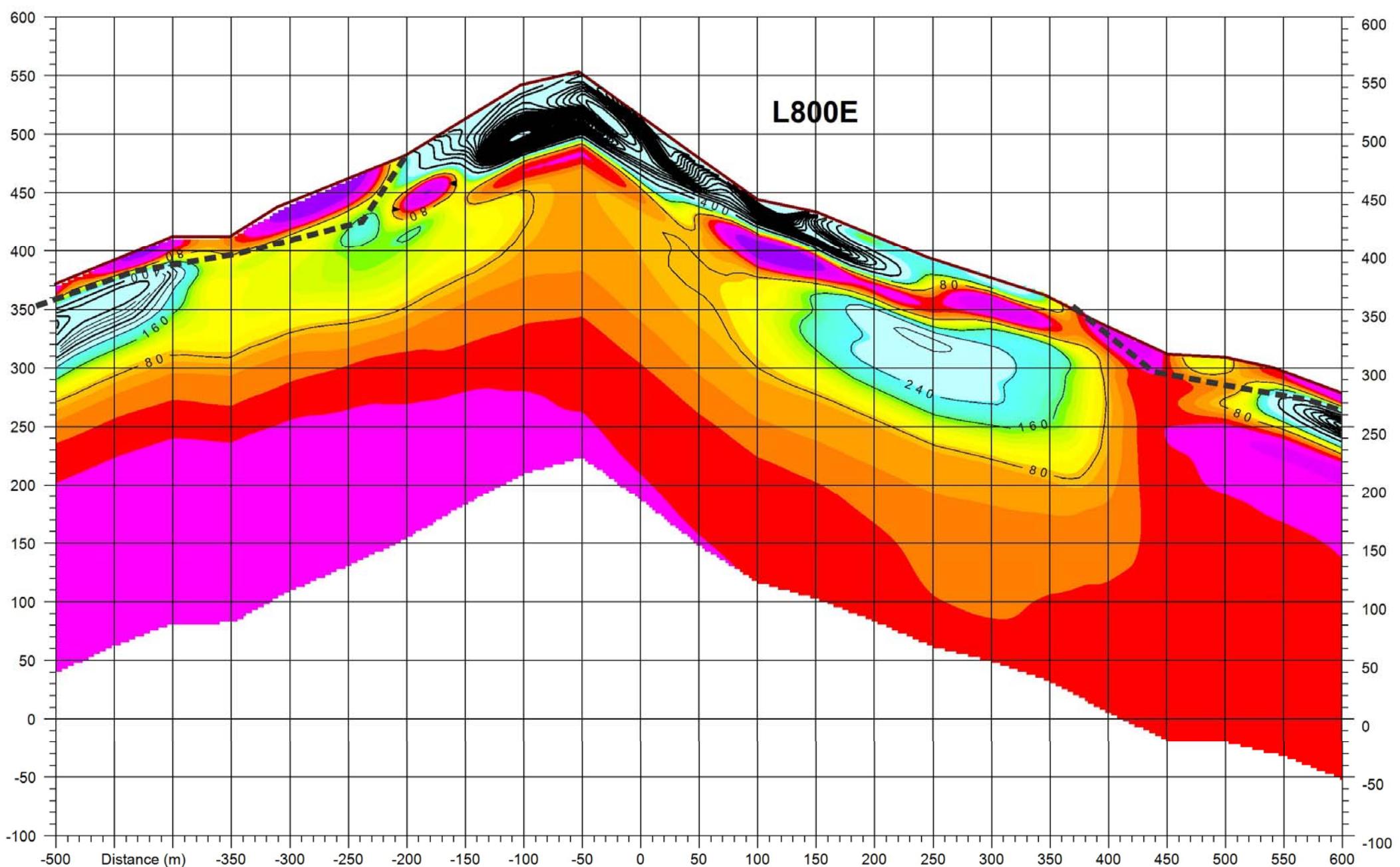


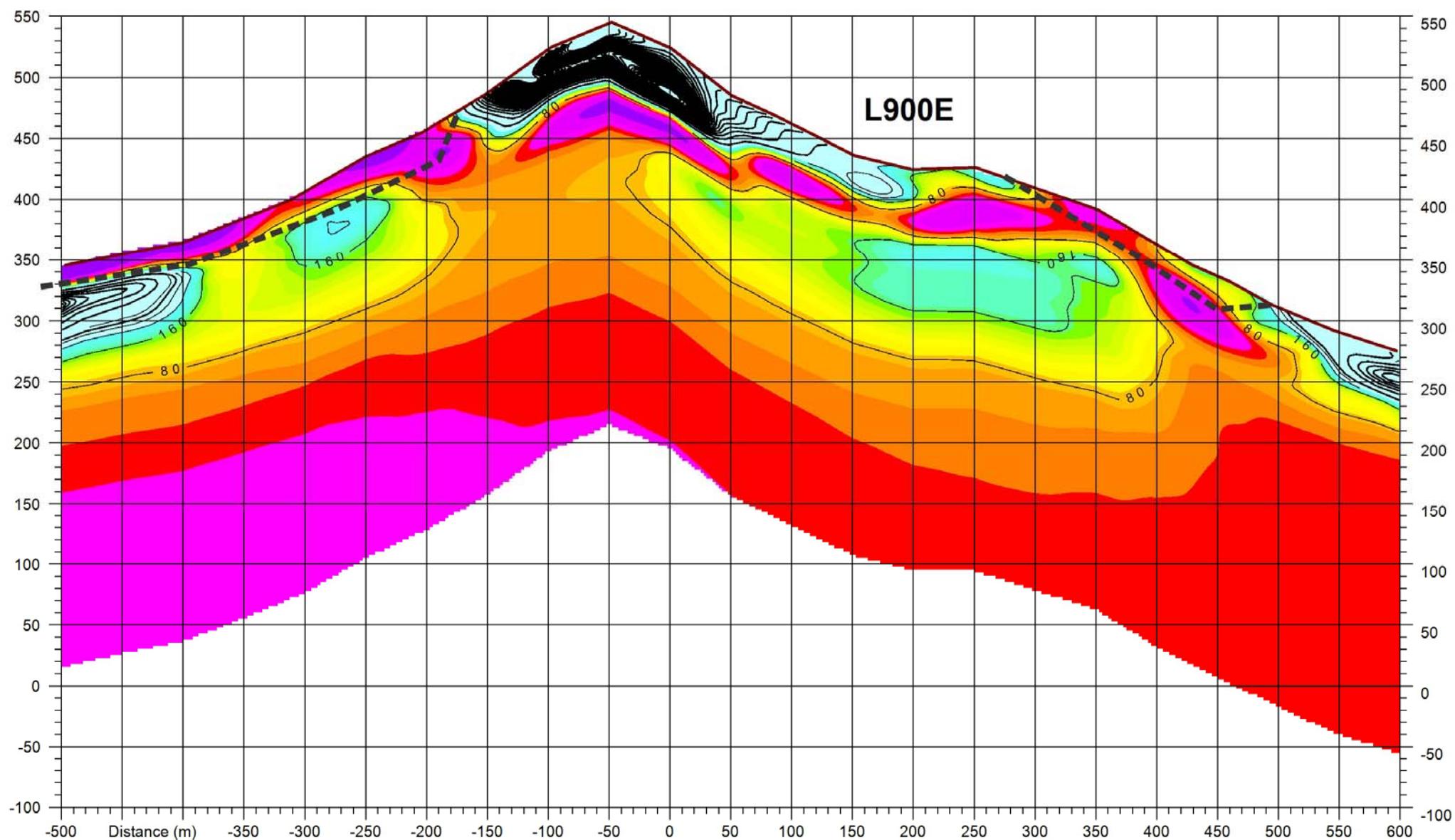


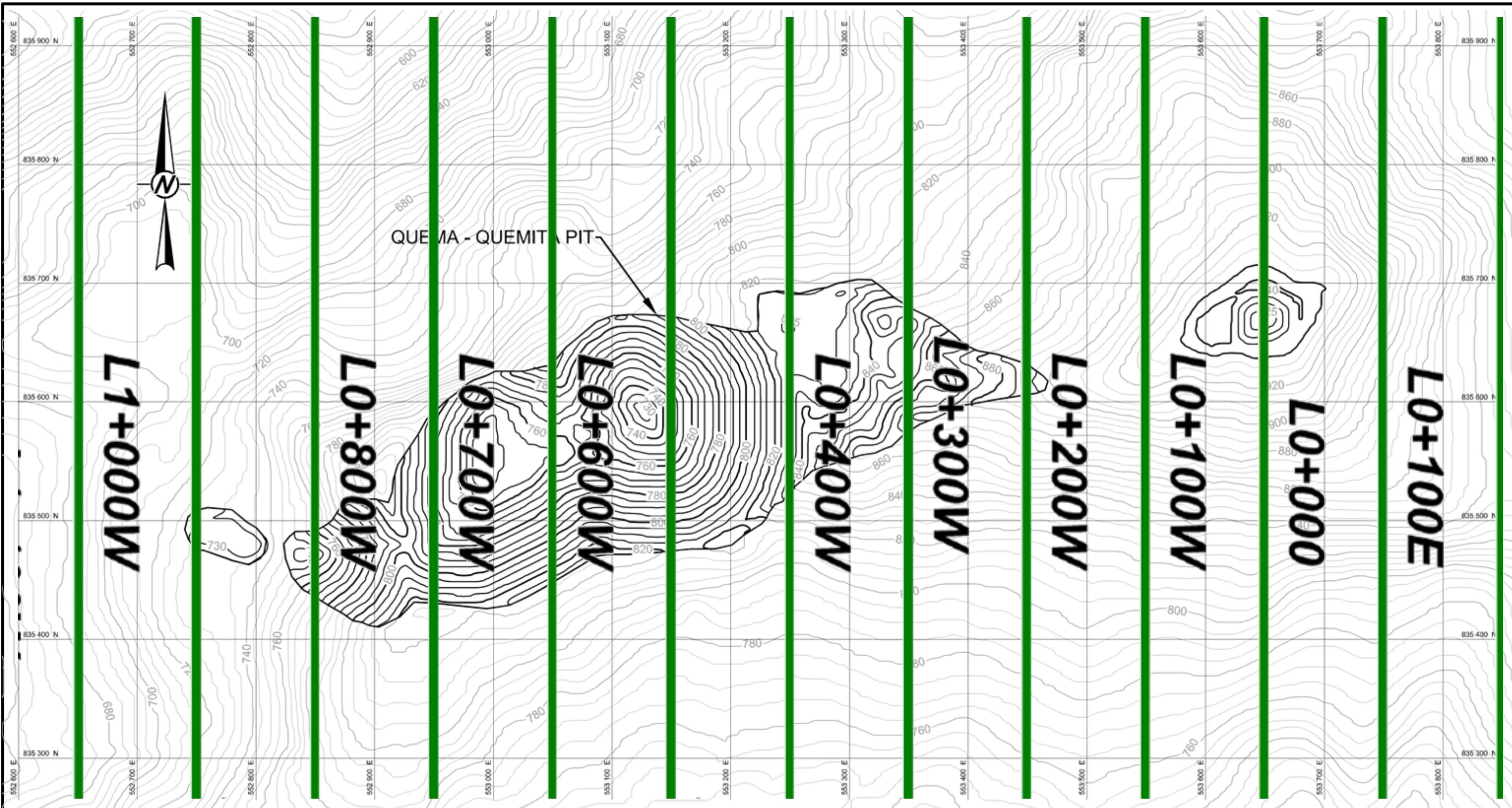












Note: Section locations are approximate

PROJECT

 PERSHIMCO
TSX-V: PRO

PERSHIMCO RESOURCES
CERRO QUEMA PROJECT
LOS SANTOS, PANAMA

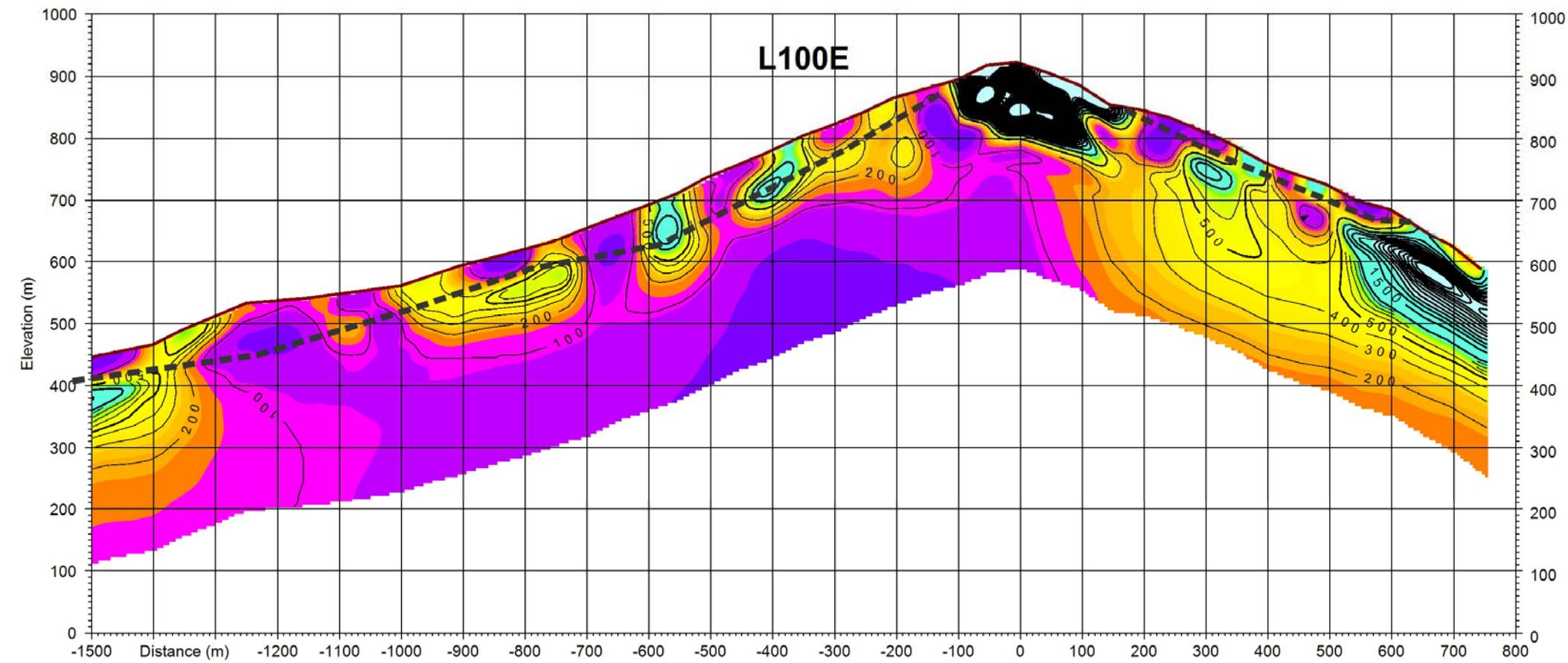
TITLE

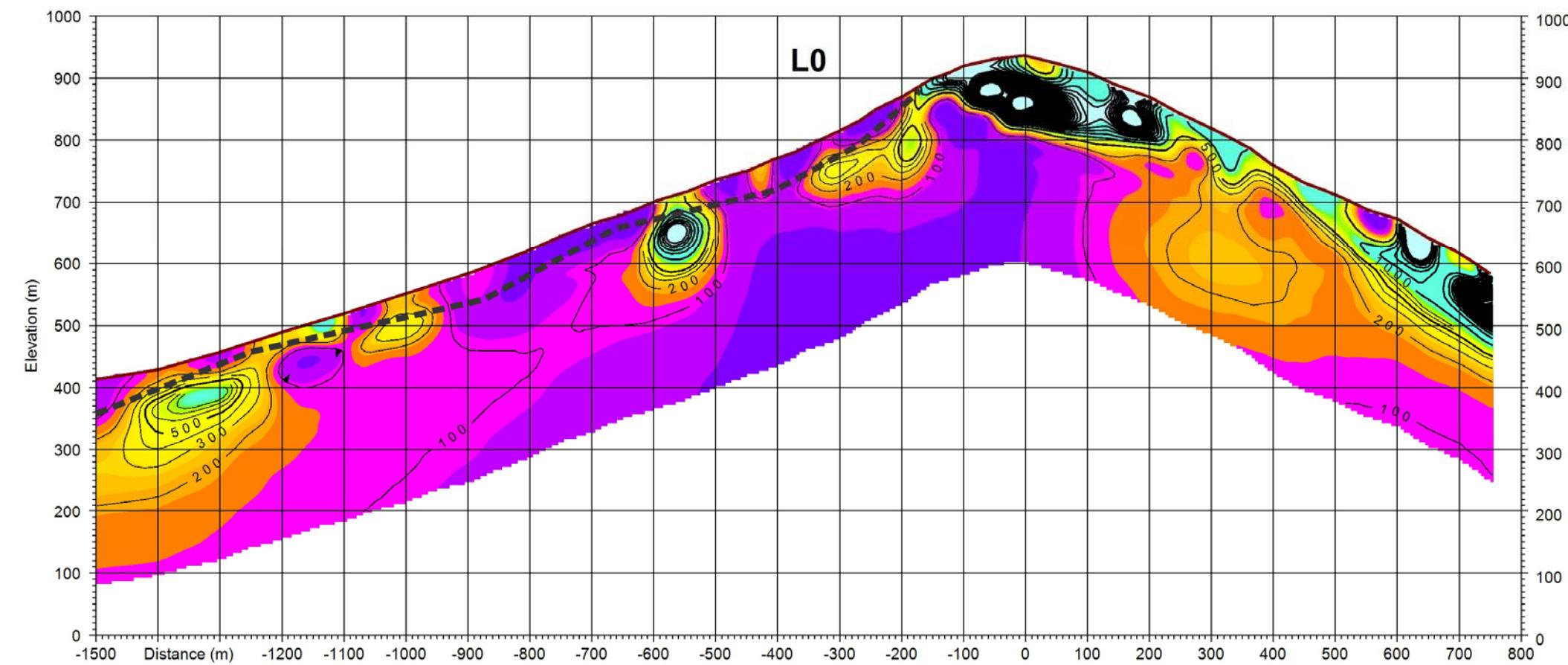
IP SURVEY LOCATIONS
QUEMA-QUEMITA



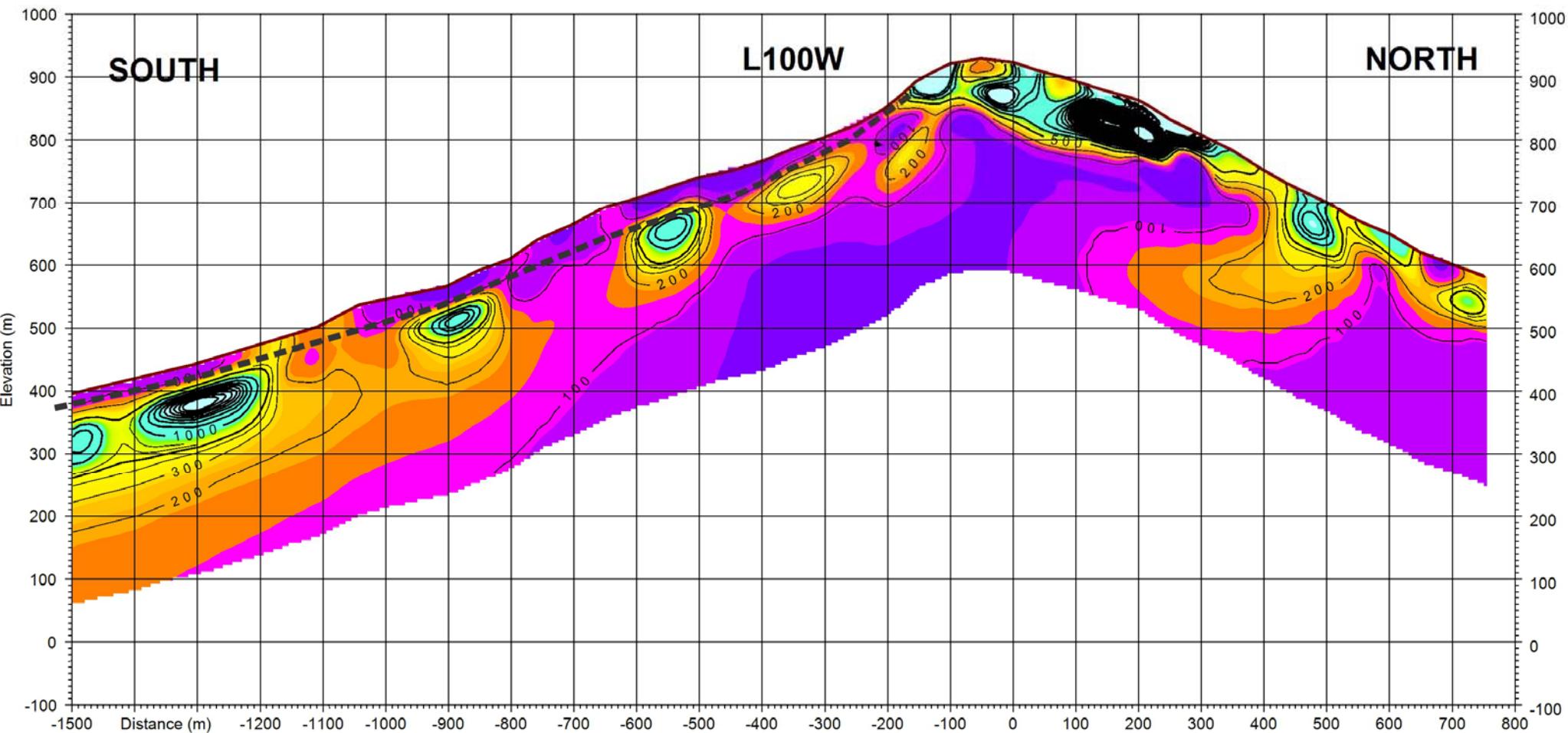
	PROJECT No.	130-0709	FILE No.	0
DESIGN	GTL	11/12/2013	SCALE	NOT TO SCALE
CADD	BJE	11/12/2013	FIGURE	
CHECK	-	-		
REVIEW	-	-		

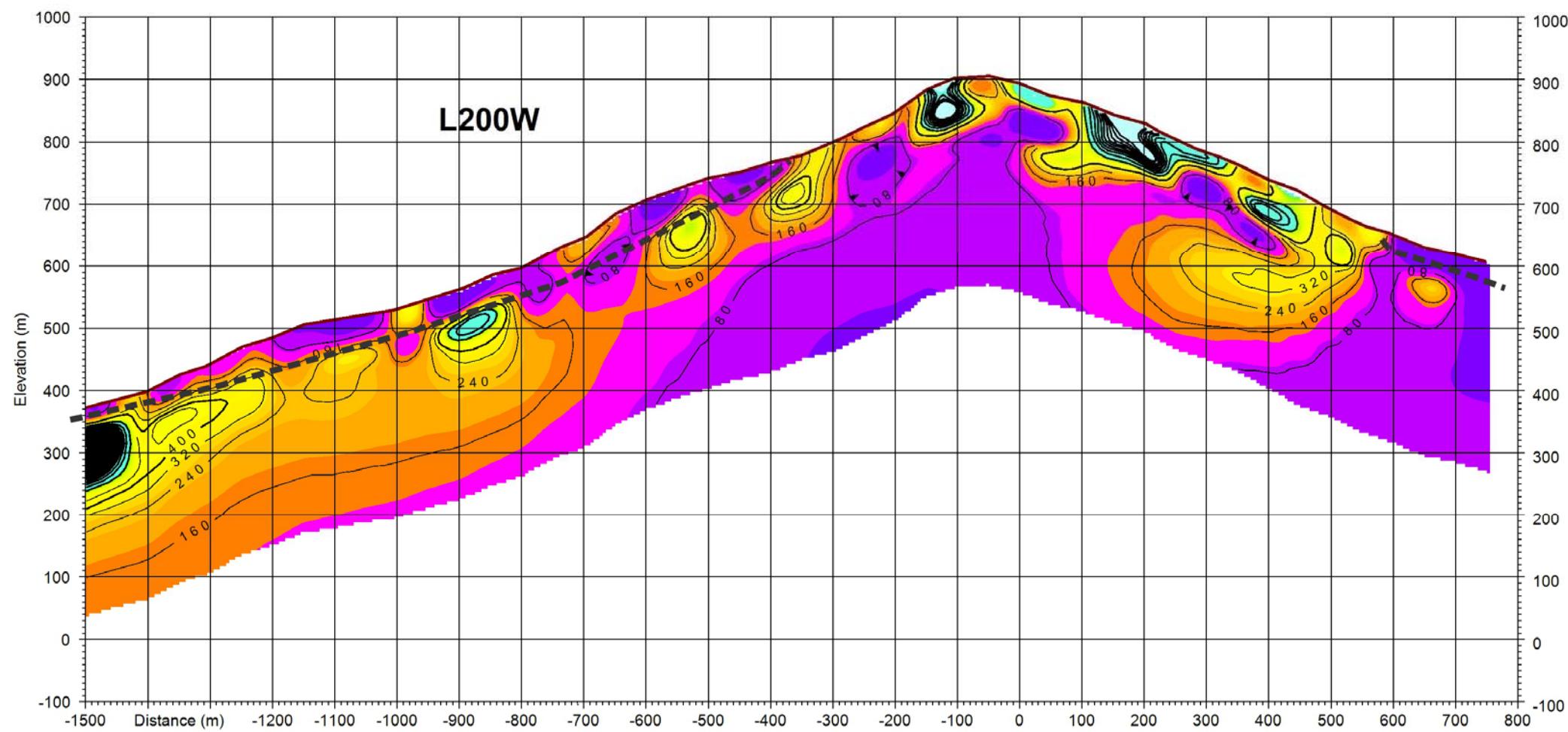
F2

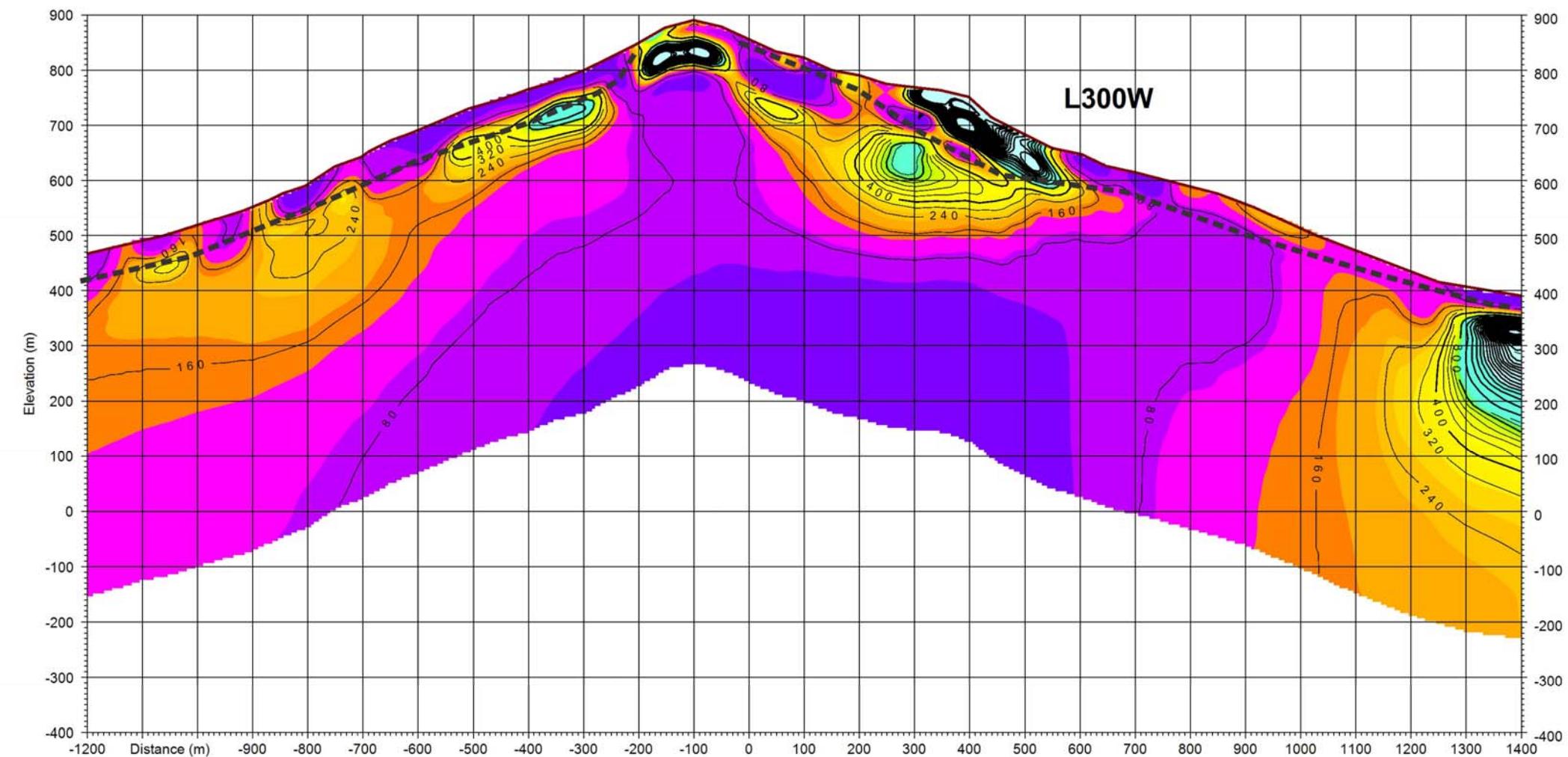


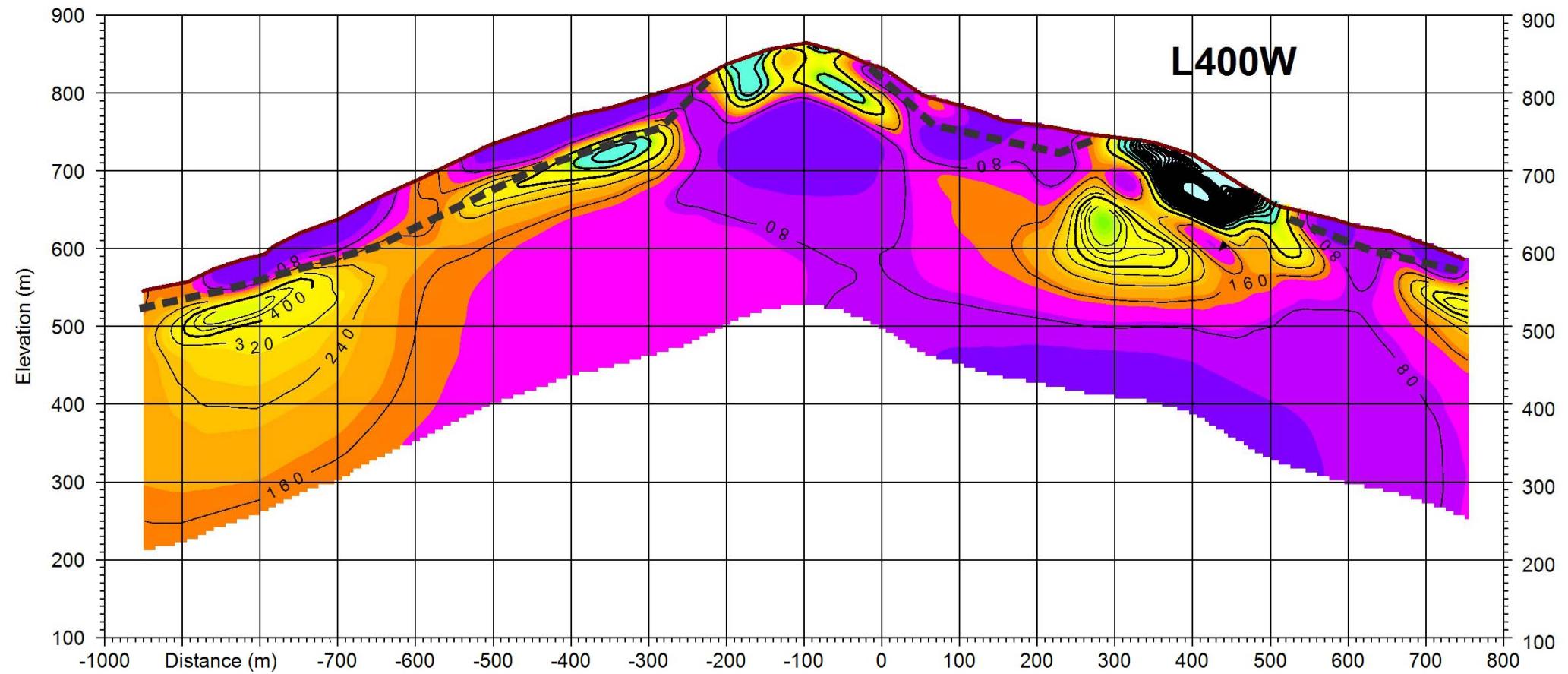


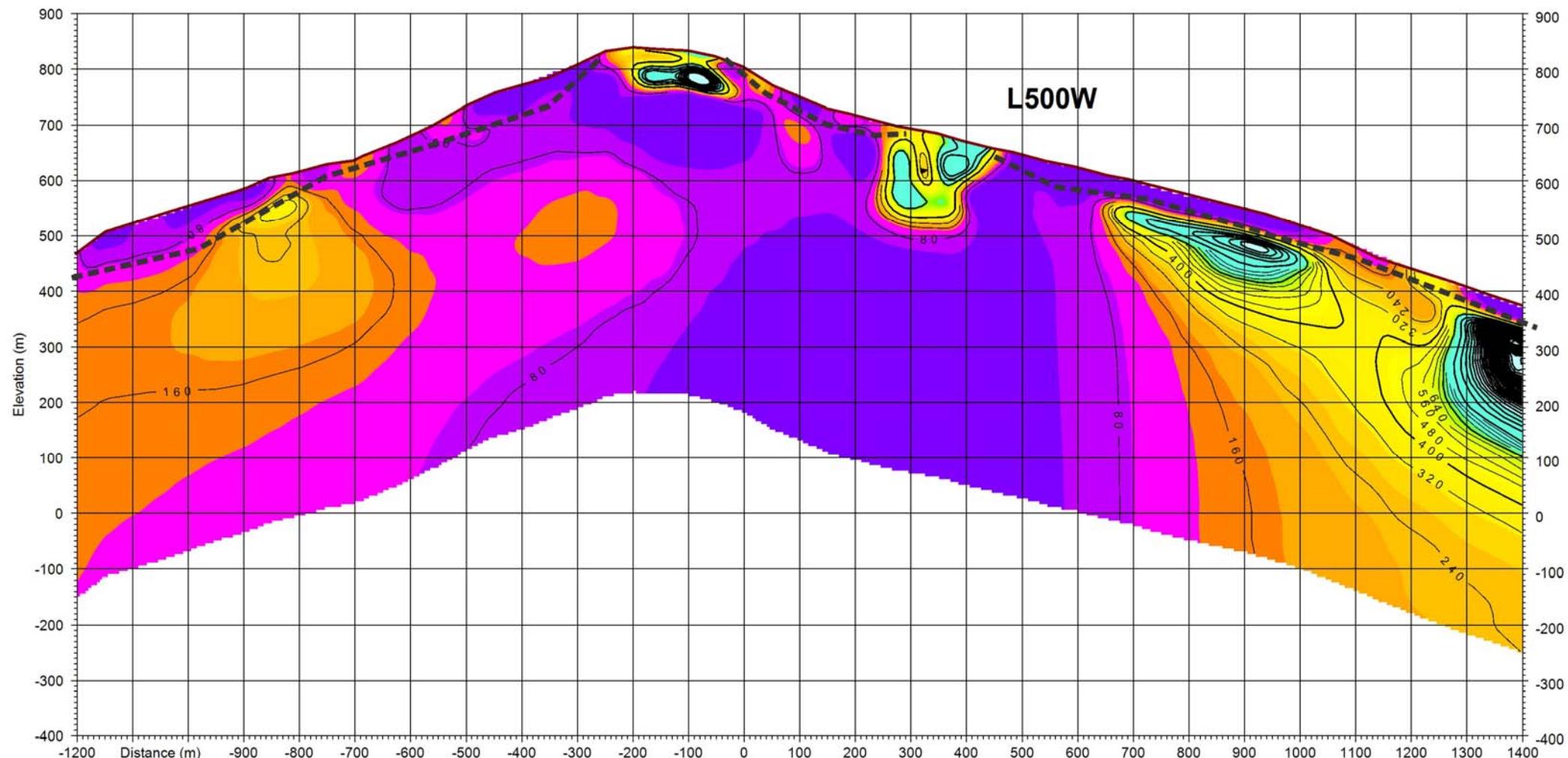
RESISTIVITY (R)

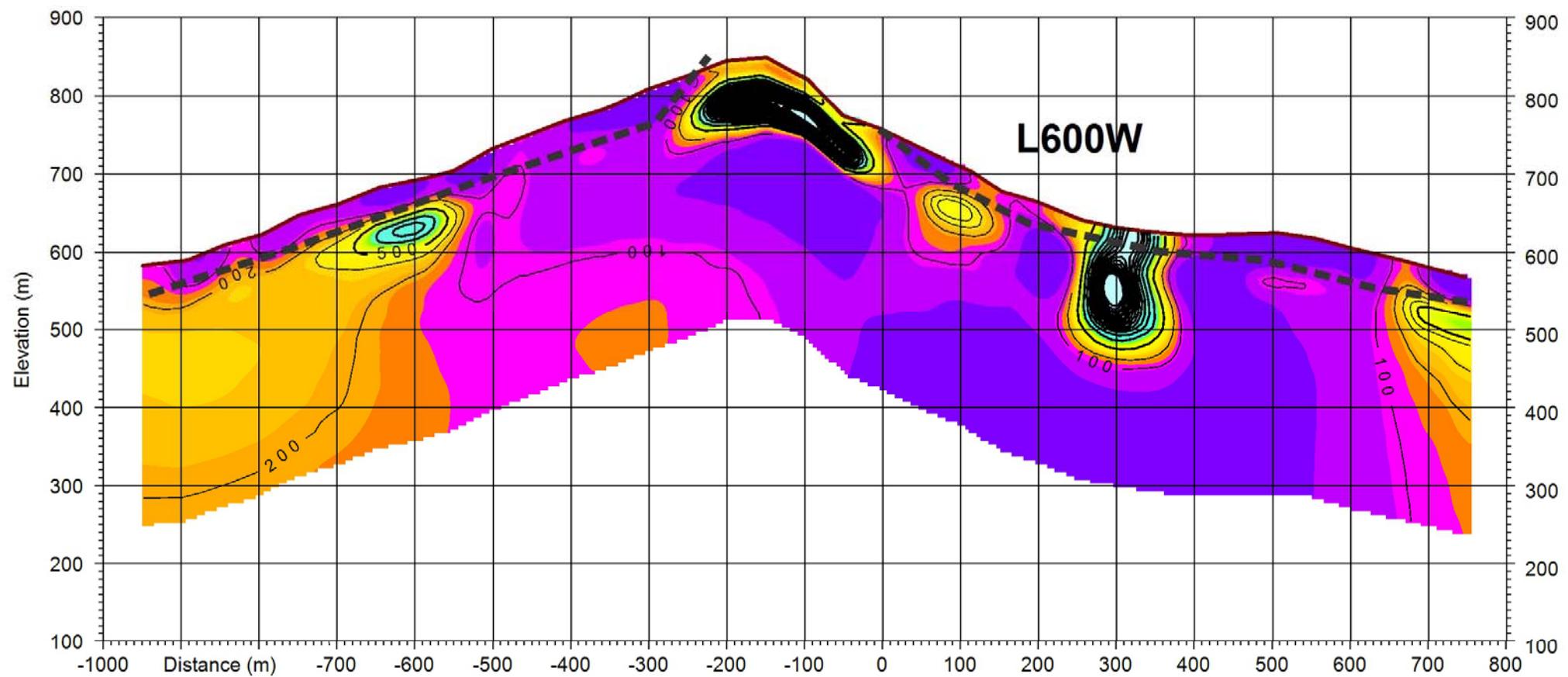


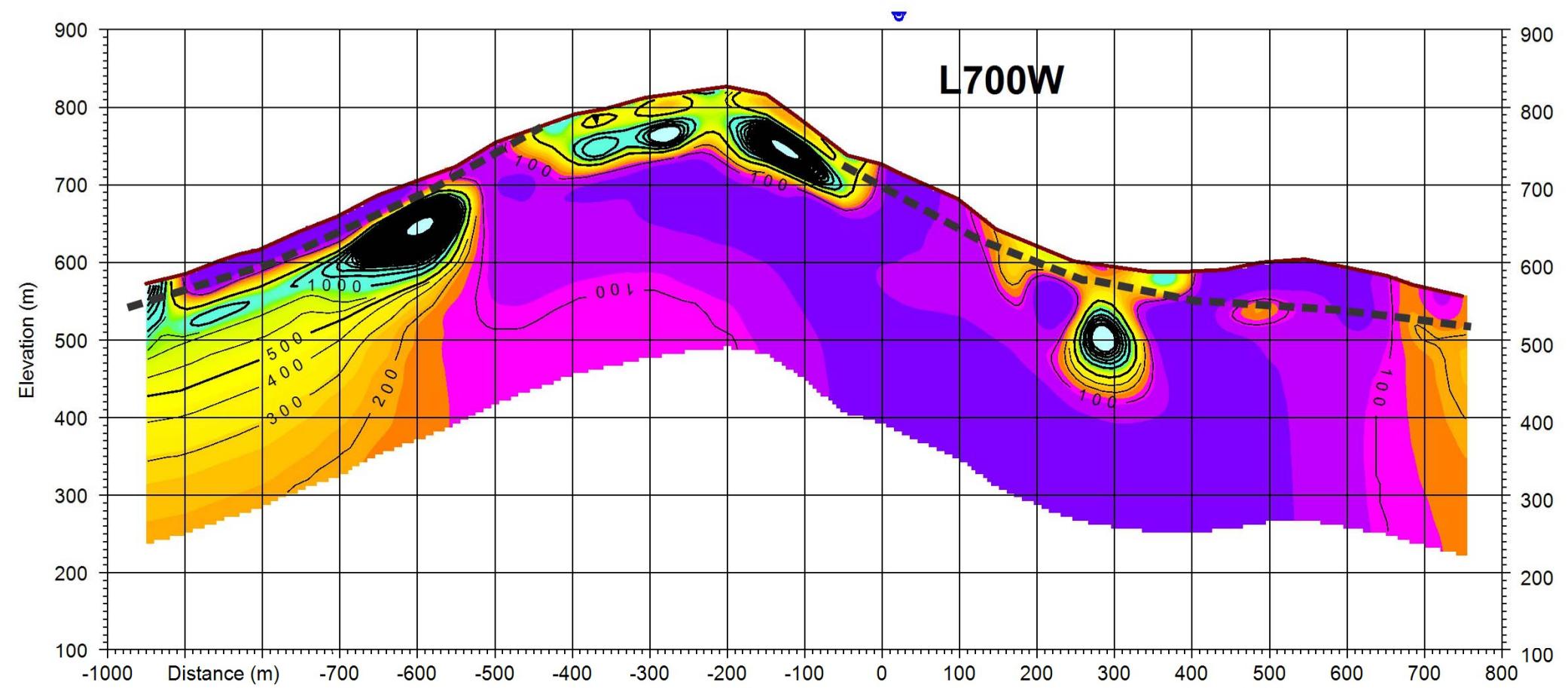




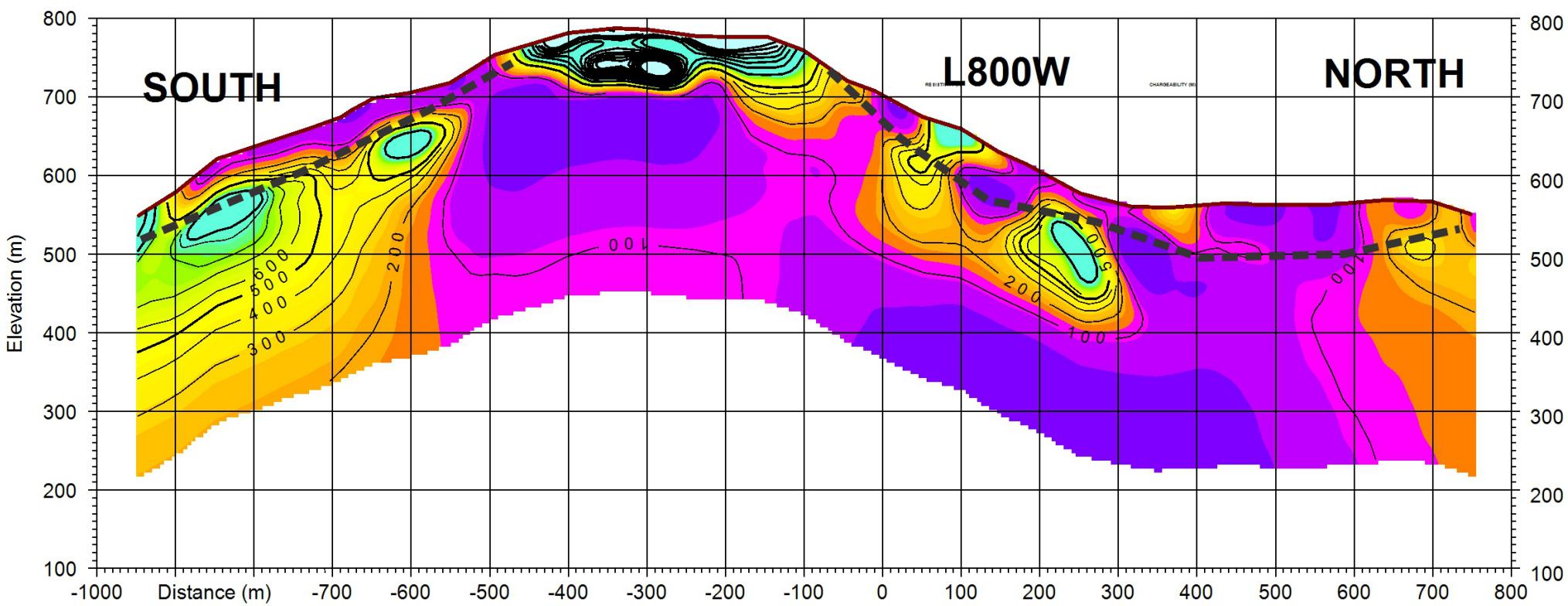


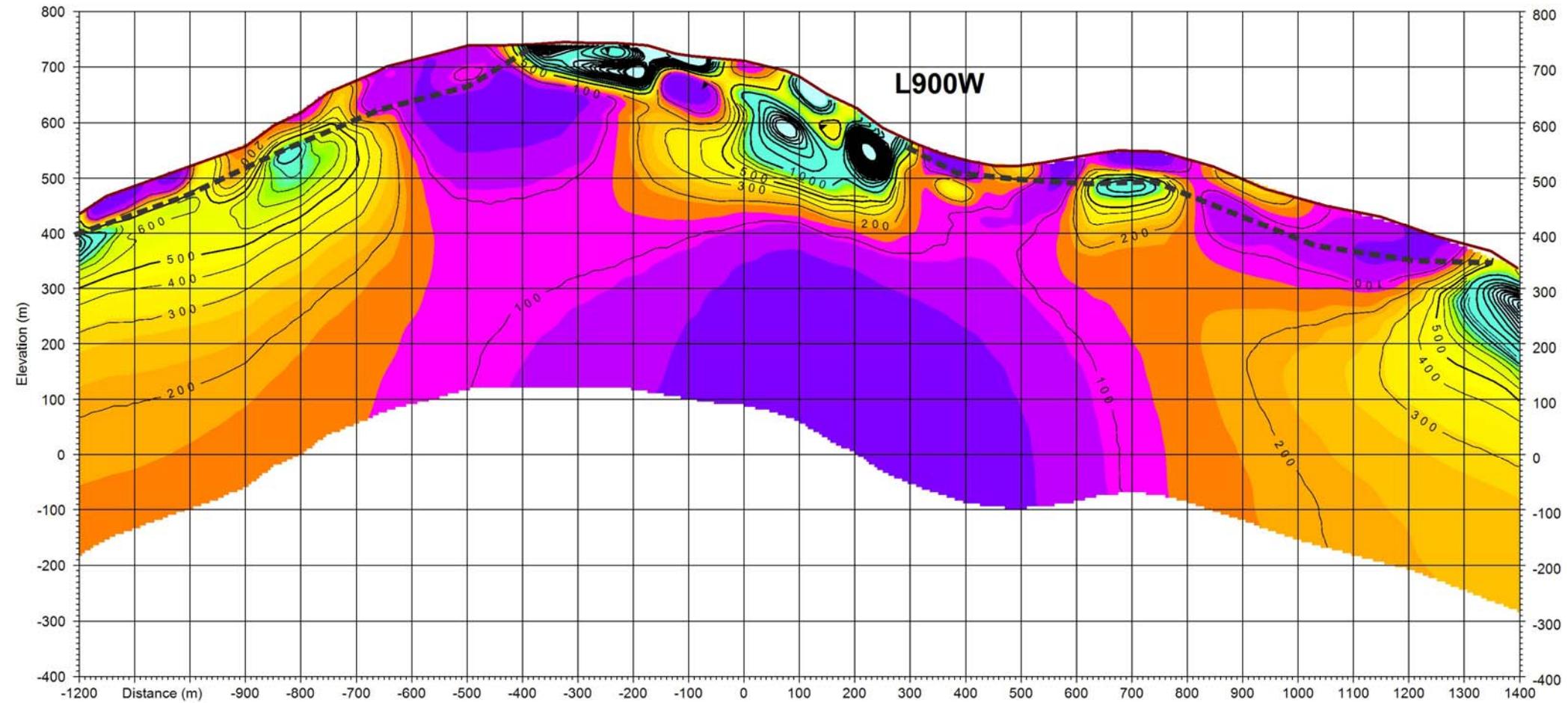


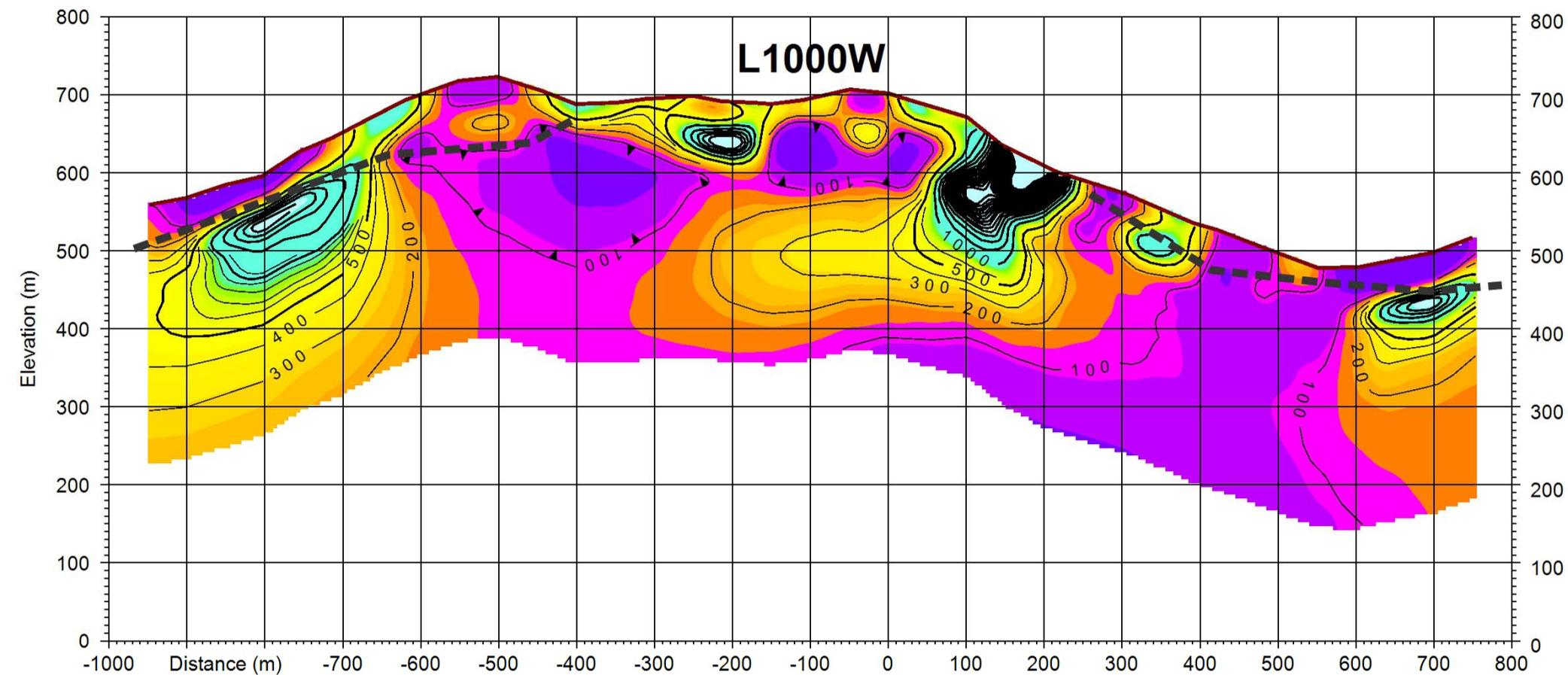




RESISTIVITY (R)







Established in 1960, Golder Associates is a global, employee-owned organization that helps clients find sustainable solutions to the challenges of finite resources, energy and water supply and management, waste management, urbanization, and climate change. We provide a wide range of independent consulting, design, and construction services in our specialist areas of earth, environment, and energy. By building strong relationships and meeting the needs of clients, our people have created one of the most trusted professional services organizations in the world.

Africa	+ 27 11 254 4800
Asia	+ 852 2562 3658
Australasia	+ 61 3 8862 3500
Europe	+ 356 21 42 30 20
North America	+ 1 800 275 3281
South America	+ 56 2 2616 2000

solutions@golder.com
www.golder.com

**Golder Associates Inc.
595 Double Eagle Court, Suite 1000
Reno, NV 89521
Tel: (775) 828-9604
Fax: (775) 828-9645**



Engineering Earth's Development, Preserving Earth's Integrity

Golder, Golder Associates and the GA globe design are trademarks of Golder Associates Corporation