Índice

1	RESUMEN EJECUTIVO	1-1
1.1	INTRODUCCIÓN	1-1
1.2	DESCRIPCIÓN Y UBICACIÓN DEL PROYECTO	1-1
1.3	ACCESSIBILIDAD, CLIMA, RECURSOS LOCALES Y FISIOGRAFÍA	1-1
1.4	HISTORIAL	1-1
1.5	AMBIENTE GEOLÓGICO	1-2
1.6	MINERALIZACIÓN	1-2
1.7	TIPOS DE YACIMIENTOS	1-3
1.8	EXPLORACIÓN	1-3
1.9	PERFORACIÓN	1-3
1.10	PREPARACIÓN, ANÁLISIS Y SEGUDIDAD DE MUESTRAS	1-3
1.11	VERIFICACIÓN DE DATOS	1-4
1.12	PRUEBAS METALÚGICAS	1-4
1.13	ESTIMADO DE RECURSOS MINERALES	1-4
1.14	ESTIMADO DE RESERVAS MINERALES	1-8
1.15	OPERACIÓN DE MINADO	1-9
1.16	PROCESAMIENTO MINERAL	1-11
1.17	INFRAESTRUCTURA DEL PROYECTO	1-12
1.18	ESTUDIO DE MERCADO Y CONTRATOS	1-13
1.19	ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTO SOCIAL	1-13
1.19.1	CIERRE DE LA MINA	1-17
1.20	COSTO DE CAPITAL Y OPERACIÓN	1-18
1.21	ANÁLISIS ECONÓMICO	1-21
1.22	PROPIEDADES ADYACENTES	1-21
1.23	OTROS DATOS E INFORMACIÓN RELEVANTES	1-21
1.23.1	DISEÑO GEOTÉCNICO	1-21
1.23.2	IMPLEMENTACIÓN DEL PROYECTO	1-21
1.23.3	OPORTUNIDADES Y RIESGOS	1-22
1.23.4	PERMISOS	1-23
1.24	CONCLUSIONES	1-23
1.25	RECOMENDACIONES	1-23
1.25.1	GEOLOGÍA Y RECURSOS	1-23
1.25.2	MINADO	1-23
1.25.3	PROCESAMIENTO DE MINERAL	1-23
1.25.4	CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS, DE AGUA Y CIERRE	1-24
2	INTRODUCCIÓN	2-1
2.1	MANDATO	2-1
2.2	FUENTES DE INFORMACIÓN	2-3
2.3	LISTA DE ABREVIACIONES	2-3
3	RECOMENDACIONES DE OTROS EXPERTOS	3-1
4	DESCRIPCIÓN Y UBICACIÓN DE LA PROPIEDAD	4-1
4.1	DESCRIPCIÓN DE LA PROPIEDAD	4-1
4.2	UBICACIÓN	4-2
4.3	TENEDURÍA	4-3

4.4	REGALÍAS	4-5
4.5	AMBIENTE	4-5
5	ACCESIBILIDAD, CLIMA, RECURSOS LOCALES, INFRAESTRUCTURA Y FISIOGRAFÍA	5-1
5.1	ACCESO	5-1
5.2	CLIMA	5-1
5.3	RECURSOS LOCALES	5-2
5.4	INFRAESTRUCTURA	5-3
5.5	FISIOGRAFÍA	5-3
6	HISTORIAL	6-1
6.1	PROPIEDAD	6-1
6.2	HISTORIAL DE EXPLORACIONES	6-2
6.3	HISTORIAL DE ESTIMADOS DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES	6-2
6.3.1	CAMPBELL RESOURCES INC. (CAMPBELL)	6-2
6.4	RNC RESOURCES LTD.	6-3
6.5	REPORTE TÉCNICO DE SCOTT WILSON RPA NI 43-101 SOBRE EL PROYECTO CERRO QUEMA, PANAMÁ	6-3
7	AMBIENTE GEOLÓGICO REGIONAL Y MINERALIZACIÓN	7-1
7.1	AMBIENTE DE TECTÓNICA DE PLACAS	7-1
7.2	GEOLOGÍA REGIONAL	7-2
7.2.1	ESTRATIGRAFÍA	7-2
7.2.2	ESTRUCTURA	7-6
7.2.3	SISMICIDAD HISTÓRICA	7-6
7.3	GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN DE LA PROPIEDAD	7-7
7.4	ALTERACIÓN	7-9
7.5	ESTRUCTURA DEL SITIO	7-9
8	TIPOS DE YACIMIENTOS	8-1
9	EXPLORACIÓN	9-1
9.1	EXPLORACIÓN 2010 – SEPTIEMBRE 2012	9-1
9.2	EXPLORACIÓN SEPTIEMBRE 2012 – NOVIEMBRE 2013	9-1
9.2.1	GEOFÍSICA	9-1
9.2.2	MAPEO Y MUESTREO REGIONAL	9-1
9.2.3	PETROLOGÍA	9-2
10	PERFORACIÓN	10-1
10.1	PERFORACIÓN SEPTIEMBRE A DICIEMBRE 2012	10-1
10.2	PERFORACIÓN - 2013	10-2
10.2.1	PERFORACIÓN LA PAVA	10-2
10.2.2	PERFORACIÓN QUEMA-QUEMITA	10-2
11	PREPARACIÓN, ANÁLISIS Y SEGURIDAD DE LA MUESTRA	11-1
11.1	PROTOCOLO DE MUESTREO EN EL LABORATORIO PRINCIPAL	11-1
12	VERIFICACIÓN DE DATOS	12-1
12.1	VISITA AL SITIO Y MUESTREO INDEPENDIENTE	12-1
12.1.1	DESEMPEÑO DE MATERIALES DE REFERENCIA CERTIFICADOS	12-2
12.1.2	DESEMPEÑO DEL MATERIAL BLANCO DE CAMPO	12-6
12.2	DESEMPEÑO DE DUPLICADOS	12-6
13	PROCESAMIENTO MINERAL Y PRUEBAS METALÚRGICAS	13-1
13.1	RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBA	13-1
13.2	TIPOS DE MATERIAL	13-2
13.3	RESULTADOS DE PRUEBA EN COLUMNA	13-4
13.3.1	RECUPERACIÓN DE COLUMNA POR TAMAÑO	13-6

13.4	Resultados de Prueba de Botella en Rodillo	13-8
13.5	Resultados de Prueba de Lixiviación en Tanque	13-9
13.6	Pruebas de Trituración	13-11
13.6.1	Índice de Trabajo en Quebradora	13-11
13.6.2	Índice de Abrasión	13-11
13.7	Tamaño de Quebrado	13-12
13.8	Ubicación y Profundidad de la Muestra	13-12
13.9	Extracción de Oro, Tipo de Muestra y Profundidad	13-13
13.10	Duración del Ciclo de Lixiviación	13-14
13.11	Proyección de Recuperación de Metal	13-17
13.12	Proyección de Consumo de Reactivos	13-17
13.12.1	Cianuro	13-17
13.12.2	Cemento y Cal	13-18
14	Estimados de Recursos Minerales	14-1
14.1	Introducción	14-1
14.2	Estimación Previa de Recursos	14-1
14.3	Datos Suministrados Supplied	14-2
14.4	Validación de la Base de Datos	14-4
14.5	Gravedad Específica	14-4
14.6	Modelado del Dominio de Oro	14-4
14.7	Modelado del Dominio de Óxidos y Sulfuros	14-6
14.8	Composición	14-8
14.9	Resumen Estadístico de Compuestos	14-8
14.10	Análisis	14-10
14.11	Tratamiento de Valores Extremos	14-13
14.12	Análisis de Continuidad	14-13
14.13	Modelo de Bloques	14-14
14.14	Estimación y Clasificación	14-15
14.15	Estimaciones de Recursos Minerales	14-16
14.16	Sensibilidad de losRecursos	14-19
14.17	Validación	14-23
15	Estimación de Reservas Minerales	15-1
15.1	Resumen de Reservas Minerales	15-1
15.2	Optimización del Tajo	15-2
15.2.1	Parámetros de Optimización	15-2
15.2.2	Resultados de Optimización y Selección del Tajo	15-3
15.3	Diseño Operacional del Tajo	15-7
15.4	Dilución y Pérdida de Mena	15-9
15.4.1	Pérdidas de Extracción	15-9
15.4.2	Dilución	15-9
16	Operaciones Mineras	16-1
16.1	Diseño de las Etapas y Fases del Tajo	16-1
16.1.1	Antecedentes Geotécnicos	16-2
16.2	Programa de Producción de Tajo a Cielo Abierto	16-6
16.3	Reservas	16-9
16.4	Caminos de Acarreo	16-9
16.5	Disposición de Tepetate o Roca Estéril	16-10
16.6	Operación a Tajo Abierto	16-12
16.7	Opción de Minado Operado por el Propietario	16-12

16.7.1 PROGRAMACIÓN DEL EQUIPO 16-12
16.7.2 PERFORACIÓN Y VOLADURA 16-12
16.7.3 CARGA Y ACARREO 16-13
16.7.4 EQUIPO DE APOYO 16-15
16.7.5 REQUERIMIENTOS DE MANO DE OBRA DEL PROPIETARIO 16-15
16.7.6 TALLER DE MANTENIMIENTO E INFRAESTRUCTURA DEL TAJO 16-16
16.8 OPCIÓN DE MINADO POR CONTRATO 16-17
16.8.1 SERVICIOS DEL CONTRATISTA 16-17
16.8.2 APOYO DEL PROPIETARIO AL CONTRATISTA 16-18
17 MÉTODOS DE RECUPERACIÓN 17-1
17.1 RESUMEN DE DESCRIPCIÓN DEL PROCESO 17-1
17.2 CRITERIOS DE DISEÑO DEL PROCESO 17-2
17.3 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO 17-2
17.3.1 TRITURACIÓN 17-2
17.3.2 RESERVA DE MINERAL TRITURADO Y SU RECUPERACIÓN 17-3
17.4 TRITURACIÓN Y AGLOMERACIÓN (AÑOS 5 Y 6) 17-3
17.5 APILADO 17-4
17.6 APLICACIÓN DE SOLUCIÓN Y LIXIVIACIÓN 17-4
17.7 DISEÑO DE LA PLANTILLA DE LIXIVIACIÓN 17-5
17.8 BALANCE DE AGUA DE PROCESO 17-6
17.9 ALMACENAMIENTO DE SOLUCIÓN 17-6
17.9.1 ESTANQUE IMPREGANADO 17-7
17.9.2 ESTANQUE PARA EVENTOS DE LLUVIA 17-7
17.9.3 LAGUNAS DE SOLUCIÓN PREÑADA Y LAGUNAS EN CASO DE LLUVIA A ALIVIADERO DE EMERGENCIA EN CASO DE TORMENTAS COMBINADAS: 17-7
17.10 MANEJO DE SOLUCIÓN 17-7
17.10.1 AÑO PROMEDIO 17-8
17.10.2 AÑO HÚMEDO 17-8
17.11 AÑO SECO 17-8
17.12 DESTRUCCIÓN DE CIANURO 17-9
17.13 ADSORCIÓN, DESORCIÓN Y RECUPERACIÓN (ADR) 17-10
17.13.1 ADSORPCIÓN 17-10
17.13.2 DESORPCIÓN 17-10
17.13.3 RECUPERACIÓN 17-11
17.14 REACTIVOS Y MEZCLADO DE ADR 17-11
17.14.1 LAVADO ÁCIDO DILUÍDO CON ÁCIDO CLORHÍDRICO 17-11
17.14.2 LAVADO ÁCIDO CÁUSTICO 17-12
17.14.3 DESPOJO CON SOLUCIÓN DE CIANURO 17-12
17.14.4 DESPOJO CON SOLUCIÓN CÁUSTICA 17-12
17.14.5 FUNDENTE PARA FUNDICIÓN 17-12
17.15 MANEJO DE CARBÓN 17-12
17.16 REACTIVOS Y CONSUMIBLES DEL PROCESO 17-13
17.16.1 GUIJARROS DE CAL 17-13
17.16.2 CEMENTO 17-13
17.16.3 CIANURO 17-13
17.16.4 SOSA CÁUSTICA 17-13
17.16.5 METABISULFITO DE SODIO 17-13
17.16.6 SULFATO DE COBRE 17-14
17.16.7 CAL HIDRATADA 17-14

18	INFRAESTRUCTURA DEL PROYECTO	18-1
18.1	CONSTRUCCIÓN DE LAS INSTALACIONES	18-1
18.2	INSTALACIONES DEL SITIO	18-2
18.2.6	CAMINO DE ACCESO	18-2
18.2.7	SEGURIDAD Y CERCADO	18-2
18.2.8	SUMINSTRO DE AGUA	18-2
18.2.9	SUMINSTRO DE ENERGÍA ELÉCTRICA	18-3
18.2.10	MANEJO DE COMBUSTIBLE	18-4
18.2.11	PRIMEROS AUXILIOS	18-4
18.2.12	COMUNICACIÓN	18-5
18.2.13	TRANSPORTE	18-5
18.2.14	DISPOSICIÓN DE RESIDUOS	18-5
18.3	EDIFICIOS DE OPERACIÓN	18-5
18.2.15	ALMACÉN Y TALLER DE LA MINA	18-6
18.2.16	LABORATORIO	18-6
18.2.17	POLVORÍN	18-7
18.2.18	ÁREA DE DISTRIBUCIÓN DE ISOTANQUE EXPLOSIVO	18-7
18.2.19	EDIFICIOS DE ADMINISTRACIÓN	18-7
18.2.20	ÁREA ADR	18-7
18.2.21	REFINERÍA	18-8
18.2.22	ÁREA DE ALMACENAMIENTO DE REACTIVOS	18-8
19	ESTUDIOS DE MERCADO Y CONTRATOS	19-1
20	ESTUDIOS AMBIENTALES, PERMISOS E IMPACTO SOCIAL	20-1
20.1	REQUERIMIENTOS REGLAMENTARIOS DE EVALUACIÓN AMBIENTAL	20-1
20.1.1	DESARROLLO DE UN ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL	20-1
20.1.2	EVALUACIÓN DEL ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL	20-2
20.1.3	PARTICIPACIÓN Y COMPROMISO PÚBLICO	20-3
20.1.4	REQUISITOS DE LOS PERMISOS PANAMEÑOS	20-3
20.2	ESTUDIOS DE REFERENCIA AMBIENTAL FÍSICA	20-4
20.2.1	TOPOGRAFÍA	20-5
20.2.2	AMBIENTE GEOLÓGICO Y MINERALIZACIÓN	20-5
20.2.3	GEOQUÍMICA	20-6
20.2.4	CALIDAD DEL AGUA SUPERFICIAL	20-10
20.2.5	HIDROLOGÍA	20-11
20.2.6	CLIMA	20-12
20.2.7	CALIDAD DEL AIRE Y RUIDO	20-12
20.3	ESTUDIOS DE REFERENCIA AMBIENTAL BIOLÓGICA	20-13
20.3.1	VEGETACIÓN	20-13
20.3.2	VIDA SILVESTRE	20-13
20.3.3	BIOLOGÍA ACUÁTICA/PECES	20-14
20.3.4	INSECTOS Y ENFERMEDADES	20-14
20.4	DESCRIPCIÓN DE AMBIENTE HUMANO (SOCIO-ECONÓMICO) Y CULTURAL	20-14
20.5	MANEJO AMBIENTAL Y SOCIAL	20-15
20.6	PLAN DE CIERRE	20-15
20.6.1	DESMANTELAMIENTO	20-15
20.6.2	CONTROL DE AGUA DE LLUVIA	20-19
20.6.3	CAPA SUPERFICIAL Y REFORESTACIÓN	20-19
20.6.4	CAMBIOS FUTUROS AL PLAN DE CIERRE	20-19
20.6.5	MONITOREO POSERIOR AL CIERRE	20-19

20.7	PLANES DE TRABAJO FUTURO	20-20
21	COSTOS DE CAPITAL Y OPERACIÓN	21-1
21.1	RESUMENT DE COSTO DE CAPITAL	21-1
21.2	COSTOS DE CAPITAL DE MINADO	21-4
21.2.1	OPCIÓN DE MINADO POR CONTRATO – COSTO DE CAPITAL	21-4
21.2.2	OPCIÓN DE MINADO POR EL PROPIETARIO – COSTO DE CAPITAL	21-6
21.3	COSTOS DE CAPITAL DE PROCESO	21-8
21.3.1	BASE DE COSTO DEL PROCESO	21-8
21.3.2	FLETE	21-9
21.3.3	DERECHOS Y ARANCELES	21-9
21.3.4	IMPUESTO AL VALOR AGREGADO (IVA)	21-9
21.3.5	MOVIMIENTO DE TIERRAS MAYORES	21-9
21.3.6	TRABAJO DE INGENIERÍA CIVIL	21-9
21.3.7	ACERO ESTRUCTURAL	21-10
21.3.8	TRABAJOS CON PLACAS DE ACERO	21-10
21.3.9	EQUIPO MECÁNICO	21-10
21.3.10	TUBERÍAS Y VÁLVULAS	21-10
21.3.11	SISTEMAS ELÉCTRICOS	21-10
21.3.12	INSTRUMENTACIÓN	21-11
21.3.13	COSTOS DE CAPITAL DE LA INFRAESTRUCTURA	21-11
21.4	REFACCIONES	21-13
21.5	COSTOS DE CAPITAL INDIRECTOS	21-13
21.6	CONSUMIBLES INICIALES	21-13
21.7	COSTOS DE CAPITAL DE SOSTENIMIENTO Y CIERRE	21-14
21.7.1	EXPANSIÓN DE LA PLANTILLA FASE II	21-15
21.7.2	EXPANSIÓN DEL VERTEDERO CHONTAL SUPERIOR	21-15
21.7.3	BOMBA DE CARGA DE SOLUCIÓN ESTÉRIL	21-15
21.7.4	REEMPLAZO DEL EQUIPO DE LA MINA	21-15
21.7.5	TAMBOR DE AGLOMERACIÓN	21-15
21.7.6	COSTOS DE BANDA TRANSPORTADORA QUEMA/QUEMITA	21-15
21.7.7	COSTOS DE CIERRE	21-15
21.8	COSTOS DE LOS PROPIETARIOS	21-17
21.9	CAPITAL DE TRABAJO	21-17
21.10	EXCLUSIONES	21-17
21.11	RESUMEN DE COSTO DE OPERACIÓN	21-17
21.12	COSTOS OPERATIVOS DE MINADO	21-18
21.12.1	COSTO OPERATIVO DE MINADO POR CONTRATO	21-18
21.12.2	COSTO OPERATIVO DE MINADO POR PARTE DEL PROPIETARIO	21-21
21.12.3	COMPARACIÓN DE MINADO OPERADO POR CONTRATO VS OPERADO POR EL PROPIETARIO	21-25
21.13	COSTOS OPERATIVOS DE SERVICIOS DE PROCESO Y APOYO	21-26
21.13.1	REACTIVOS	21-27
21.13.2	COSTOS DEL EQUIPO DE PROCESO	21-31
21.13.3	SUMINISTROS	21-31
21.13.4	COMBUSTIBLE	21-31
21.13.5	ENSAYES	21-31
21.13.6	ACERO DE DESGASTE	21-31
21.13.7	COSTOS DE VEHÍCULOS	21-32
21.13.8	BANDAS TRANSPORTADORAS AÉREAS QUEMA/QUEMITA	21-32
21.14	GASTOS ADMINISTRATIVOS GENERALES (G&A)	21-32

21.14.1	Gastos Administrativos Generales - Mano de Obra	21-32
21.14.2	Gastos Generales y Administrativos - No Laborales	21-33
21.15	Impuestos	21-34
22	Análisis Económico	22-1
22.1	Resumen	22-1
22.2	Metodología	22-2
22.3	Suposiciones Generales	22-3
22.3.1	Programación del Proyecto	22-3
22.3.2	Términos de Fundición y Refinería	22-3
22.3.3	Precio de Oro y Ganancias	22-3
22.3.4	Costos Operativos	22-3
22.3.5	Costos de Capital	22-4
22.3.6	Impuestos y Aranceles (derechos)	22-4
22.3.7	Regalías	22-4
22.3.8	Capital de Trabajo y Consumibles Iniciales	22-5
22.3.9	Costos de Cierre y Salvamento	22-5
22.3.10	Costo Efectivo Promedio	22-6
22.4	Modelo Financiero y Resultados	22-6
22.5	Análisis de Sensibilidad	22-9
23	Propiedades Adyacentes	23-1
24	Otros Datos e Información Relevantes	24-1
24.1	Diseño Geotécnico	24-1
24.1.1	Análisis de Estabilidad de la Pendinente del Tajo	24-1
24.1.2	Geotecnica de las Instalaciones de Lixiviación en Montones	24-1
24.1.3	Geotecnica de las Instalaciones de Tiradero de Tepetate	24-2
24.2	Hidrología	24-2
24.3	Hidrogeología	24-3
24.4	Implementacíon del Proyecto	24-3
24.5	Oportunidades y Riesgos	24-4
24.5.1	Aumento de Recursos Minerales, Conversión de Recursos Minerales, Mineralización de Sulfuros	24-4
24.5.2	Metalurgia y Procesamiento	24-6
24.5.3	Diseño y Operación de lixiviación en Montones	24-8
24.5.4	Manejo de Agua	24-9
24.5.5	Oposición Social	24-9
24.5.6	Adquisición de Terrenos y Reasentamiento	24-10
24.5.7	Situación Política	24-10
24.5.8	Permisos	24-10
25	Interpretaciones y Conclusiones	25-1
25.1	Estabilidad Geotécnica	25-1
25.1.1	Instalaciones de Lixiviación en Montones	25-1
25.1.2	Tiradero de Tepetate o Roca Estéril	25-1
25.1.3	Tajos a Cielo Abierto	25-1
25.2	Geología y Recursos	25-2
25.3	Reservas y Minado	25-2
25.4	Metalurgia	25-3
25.5	Procesamiento de Mineral	25-3
25.6	Economía del Proyecto	25-3
26	Recomendaciones	26-1

26.1	GEOLOGÍA Y RECURSOS	26-1
26.2	MINADO	26-1
26.3	PROCESAMIENTO DE MINERAL	26-2
26.3.1	PRUEBAS METALÚRGICAS, PLAN DE MINA EXISTENTE	26-2
26.3.2	PRUEBAS METALÚRGICAS, PLAN DE MINA ALTERNO	26-2
26.3.3	ENGROSAMIENTO POTENCIAL DEL TRITURADO	26-2
26.3.4	ENJUAGUE	26-2
26.4	CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS	26-3
26.5	RIESGOS SÍSMICOS	26-3
26.6	HIDROGEOLOGÍA	26-3
26.7	CONTROLES DE AGUA SUPERFICIAL	26-3
26.8	DATOS DEL CLIMA	26-4
26.9	OPTIMIZACIÓN DE LAS INSTALACIONES	26-4
26.10	VISITA ANUAL AL SITIO DEL INGENIERO DE REGISTRO	26-4
26.11	REMEDIACIÓN Y CLAUSURA	26-4
27	REFERENCIAS	27-1
28	ANTECEDENTES PERSONALES	28-1
28.1	GOLDER	28-1
28.1.1	SR. GENE TORTELLI, PE – GOLDER ASSOCIATES INC.	28-1
28.1.2	SR. GEORGE LIGHTWOOD, PE – GOLDER ASSOCIATES INC.	28-1
28.1.3	SR. DAVID BROWN, GEO. P. – GOLDER ASSOCIATES INC.	28-1
28.1.4	SR. CHRISTOPHER MACMAHON, PE – GOLDER ASSOCIATES INC.	28-2
28.1.5	DR. ALAN HULL, PG, CEG – GOLDER ASSOCIATES INC.	28-2
28.2	KAPPES, CASSIDAY AND ASSOCIATES	28-2
28.2.1	SR. MARK GORMAN, PE – KAPPES CASSIDAY AND ASSOCIATES	28-2
28.3	P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-2
28.3.1	DR. RICHARD SUTCLIFFE, GEO. P. (VICEPRESIDENTE, GEOLOGÍA)– P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-3
28.3.2	SR. KEN KUCHLING, M. ENG., ING. P. – P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-3
28.3.3	ANTOINE YASSA, GEO. P. – P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-3
28.3.4	YUNGANG WU, GEO. P. – P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-4
28.3.5	DAVID BURGA, GEO. P. – P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-4
28.3.6	TRACY ARMSTRONG, GEO. P. – P&E MINING CONSULTANTS INC.	28-4

Apéndice	I	Geología
Apéndice	II	Recursos y Reservas Minerales
Apéndice	III	Metalurgia
Apéndice	IV	Minado
	IV-A	Diagramas de Minado de Fin de Año
	IV-B	Reporte del Diseño de la Pendiente del Tajo
	IV-C	Estudio de Comparación del Tiradero de Roca Estéril o Tepetate
Apéndice	V	Proceso
	V-A	Criterios de Diseño
	V-B	Balance de Agua
	V-C	Lista de Equipo Mecánico
	V-D	Estudio de Comparación de la Plantilla de Lixiviación en Montones
	V-E	Informe de Diseño de la Plantilla de Lixiviación en Montones y del Tiradero de Tepetate
Apéndice	VI	Ambiente
Apéndice	VII	Costo de Capital
	VII-A	Tablas de Capital de Proceso
	VII-B	Cotización – Equipo de Minado
	VII-C	Cotizaciones - Proceso
Apéndice	VIII	Costo Operativo
	VIII-A	Costo Operativo de Minado
	VIII-B	Costo Operativo de Proceso
	VIII-B	Cotizaciones del Proveedor Operativo del Proceso
Apéndice	IX	Modelo de Flujo de Efectivo
Apéndice	X	Diagramas – Proceso

Tabla de Figuras

Figura 4.1 Ubicación del Proyecto Cerro Quema 4-1
Figura 4.2 Plano de las Concesiones del Área del Proyecto Cerro Quema en Coordenadas UTM (NAD83) 4-3
Figura 7.1 Modelo de placa tectónica del noroeste de Sudamérica y Panamá que muestra placas tectónicas principales, estructuras tectónicas regionales y velocidades actuales 7-2
Figura 7.2 Geología regional de los yacimientos La Pava y Quemita/Quema 7-4
Figura 7.3 Sección estratigráfica idealizada de la Formación Río Quema 7-5
Figura 7.4 Geología de la Tendencia mineralizada del Proyecto Cerro Quema y Ubicación de los Yacimientos 7-8
Figura 9-1 Estudios de Polarización Inducida en 2013 9-3
Figura 10.1 Ubicaciones de Barrenos y Mapa de Alteración – Yacimiento La Pava 10-12
Figura 10.2 Ubicaciones de Barrenos – Yacimiento La Pava 10-12
Figura 10.3 Ubicaciones de Barrenos y Mapa de Alteración – Yacimiento Quema Quemita 10-13
Figura 10.4 Ubicaciones de Barrenos, Mapa de Alteración y Esquemas del Tajo – Yacimiento Quema Quemita 10-14
Figura 10.5 Ubicaciones de Barrenos – Yacimiento Quema/Quemita 10-15
Figura 12.1 Debida diligencia de la verificación de los resultados de oro en el Proyecto Cerro Quema 12-1
Figura 12.2 Debida diligencia de la verificación de los resultados de cobre en el Proyecto Cerro Quema.. 12-2
Figura 12.3 Desempeño de OxK94 para Oro 12-3
Figura 12.4 Desempeño de OxD87 para Oro 12-3
Figura 12.5 Desempeño de SF57 para Oro 12-4
Figura 12.6 Desempeño de SF67 para Oro 12-4
Figura 12.7 Desempeño de Oreas 161 para Cobre 12-5
Figura 12.8 Desempeño de Oreas 162 para Cobre 12-5
Figura 12.9 Desempeño del Material Blanco para Oro 12-6
Figura 13.1 Reporte de Recuperación en Columna por Fracción de Tamaño, 14 de Febrero de 1995 13-7
Figura 13.2 Reporte de Recuperación en Columna por Fracción de Tamaño, 25 de Septiembre de 1995... 13-7
Figura 13.3 Extracción vs. Profundidad de la Prueba en Columna 13-14
Figura 13.4 Prueba de Columna Típica Recuperación vs. Solución respecto a Relación de Sólidos 13-15
Figura 13.5 Prueba Típica en Columna vs. Días 13-16
Figura 14.1 Distribución de perforaciones 14-3
Figura 14.2 Modelado del dominio –Vista isométrica de dominios modelados 14-6
Figura 14.3 Modelado del óxido –Vista isométrica de dominios modelados y de la base de óxido (en azul)..... 14-7
Figura 14.4 Histogramas de valores compuestos de Au y Cu 14-10
Figura 14.5 Gráficas de contacto con fronteras 14-12
Figura 14.6 Semi-variogramas experimentales de Au compuesto 14-14
Figura 14.7 Vista Isométrica de Delimitación de Yacimientos Optimizados (café) 14-17
Figura 14.8 Corte transversal mostrando leyes del oro para La Pava 14-23
Figura 14.9 Corte transversal mostrando leyes del cobre para La Pava 14-25
Figura 14.10 Corte transversal mostrando leyes del oro para Quema 14-27
Figura 14.11 Corte transversal mostrando leyes del cobre para Quema 14-29
Figura 15-1 Optimización del NPV del tajo La Pava vs. factor de ingresos de oro 15-4

Figura 15-2 Incremento de tonelaje del tajo La Pava 15-4
Figura 15-3 Optimización del NPV del tajo Quema vs. Factor de ingresos de oro 15-5
Figura 15-4 Incremento del tonelaje del tajo Quema 15-6
Figura 15-5 Vistas en 3D de la delimitación del tajo optimizada 15-6
Figura 15-6 Distribuciones finales del tajo 15-8
Figura 16-1 Fases del tajo La Pava (1, 2, 3) 16-4
Figura 16-2 Fases del tajo Quema (1, 2) 16-5
Figura 16-3 Gráfica de secuencias en fases de la mina 16-8
Figura 16-4 Camino de acarreo del tajo La Pava 16-10
Figura 16-5 Tajo La Pava – Posibles áreas para vertedero de tepetate 16-11
Figura 16-6 Requisitos de camiones por año 16-14
Figura 17.1 Diagrama de flujo general simplificado del proyecto 17-1
Figura 20-1 Mediciones del flujo de agua 20-12
Figura 22-1 IRR después de impuestos vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación 22-11
Figura 22-2 NPV @ 0% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación 22-11
Figura 22-3 NPV @ 5% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación 22-12
Figura 22-4 NPV @ 10% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación 22-12

Tabla de Tablas

Tabla 1-1 Resumen de los recursos minerales en el tajo en Cerro Quema (1)(2)(3) 1-7
Tabla 1-2 Reservas Minerales de Cerro Quema 1-9
Tabla 1-3 Resumen del Programa de Producción de la Mina 1-10
Tabla 1-4 Resumen de Costo de Capital 1-19
Tabla 1-5 Resumen de Costos de Capital de Pre-Producción de Minado 1-19
Tabla 1-6 Resumen de Costos de Capital Pre-Producción del Proceso por Área ($,000s)) 1-20
Tabla 1-7 Costos de Capital Sustentables del Proyecto Cerro 1-20
Tabla 1-8 Costo de Operación Promedio del Proyecto Cerro Quema 1-21
Tabla 1-9 Principales Hitos del Proyecto 1-22
Tabla 2-1 Responsabilidad por las Secciones de Informes 2-2
Tabla 4-1 Coordenadas Angulares por Latitud y Longitud para Contratos 19, 20, 21 4-2
Tabla 4-2 Plano de las Concesiones del Área del Proyecto Cerro Quema en Coordenadas UTM (NAD83) 4-5
Tabla 6-1 Campañas anteriores de perforación en el Cerro Quema 6-2
Tabla 6-2 Historial de Recursos Mineros, Datamine 1996(1-4) 6-3
Tabla 6-3 Resumen de Recursos Minerales Indexados por Scott Wilson RPA (Fecha efectiva al 1° de diciembre de 2010) Yacimiento La Pava 6-4
Tabla 10-1 Pershimco Resources Inc. – Proyecto Cerro Quema t 10-1
Tabla 10-2 Datos de Ademe del Programa de Perforación 2012-2013 a 10-3
Tabla 10-3 Intersecciones Significativas del Programa de Perforación – La Pava 10-8
Tabla 10-4 Intersección Significativas del Programa de Perforación – Quema-Quemita 10-11
Tabla 13-1 Resumen del Trabajo de Pruebas del Proceso 13-1
Tabla 13-2 Alteraciones en Cerro Quema 13-2
Tabla 13-3 Abundancia Relativa de Alteraciones en tajos Mineralizados 13-2
Tabla 13-4 Alteraciones en el Testigo probado para Cerro Quema 13-3
Tabla 13-5 Descripción de la Ubicación de la Zanja 13-4
Tabla 13-6 Formación de Compuesto de Zanja 13-4
Tabla 13-7 Resultados de la Prueba en Columna Individual de Cerro Quema 13-5
Tabla 13-8 Resumen de Resultado de Prueba en Columna de Cerro Quema 13-6
Tabla 13-9 Resultados de la Prueba de Botella en Rodillos de Cerro Quema 13-8
Tabla 13-10 Resumen de Resultados de la Prueba de Botella en rodillo Cerro Quema 13-9
Tabla 13-11 Resultados de Prueba de Lixiviación en Tanques de Cerro Quema 13-10
Tabla 13-12 Resumen de Resultados de la Prueba de Lixiviación en Tanque de Cerro Quema 13-10
Tabla 13-13 Resumen de Extracción por Lixiviación y Resumen de Tiempo de Cerro Quema 13-11
Tabla 13-14 Índice de Trabajo de Quebrado 13-11
Tabla 13-15 Pruebas de índices de abrasión 13-12
Tabla 13-16 Pruebas de índices de abrasión 13-12
Tabla 13-17 Extracción por Lixiviación y Tipo de Muestra de Cerro Quema 13-13
Tabla 13-18 Resumen de Resultados del Ciclo de Lixiviación de Cerro Quema 13-16
Tabla 13-19 Resumen de Consumo de NacN en la Lixiviación de Cerro Quema 13-18
Tabla 13-20 Resumen de Pruebas de Permeabilidad en Cerro Quema 13-19
Tabla 13-21 Resumen de Pruebas de Permeabilidad en Cerro Quema 13-20
Tabla 14.1 Resumen de la estimación de recursos minerales declarados 14-1

Tabla 14.2	Resumen de la base de da	14-2
Tabla 14.3	Dominios de mineralización	14-4
Tabla 14.4	Resumen estadístico del dominio de compuestos	14-8
Tabla 14.5	Configuración del modelo de bloques	14-15
Tabla 14.6	Parámetros económicos	14-18
Tabla 14.7	Resumen de recursos minerales en el tajo Cerro Quema (1)(2)(3)	14-19
Tabla 14.8	Sensibilidad global en tajo del recurso mineral para La Pava	14-21
Tabla 14.9	Sensibilidad global en tajo del recurso mineral para QQM	14-22
Tabla 14.10	Validación de estadística del dominio	14-30
Tabla 14.11	Comparación del volumen	14-30
Tabla 15-1	Reservas de minerales en Cerro Quema	15-2
Tabla 15-2	Parámetros de optimización de Cerro Quema	15-3
Tabla 15-3	Parámetros de diseño del tajo Cerro Quema	15-7
Tabla 15-4	Parámetros de dilución de Cerro Quema	15-9
Tabla 16-1	Toneladas por fase del tajo La Pava	16-1
Tabla 16-2	Toneladas por fase del tajo Quema	16-2
Tabla 16-3	Meta de producción de rampa ascendente	16-7
Tabla 16-4	Resumen del programa de producción de la mina	16-8
Tabla 16-5	Densidades del material	16-9
Tabla 16-6	Volúmenes de colocación de tepetate	16-11
Tabla 16-7	Criterio de diseño del vertedero de tepetate (Vertedero Chontal)	16-11
Tabla 16-8	Diseño de perforación y voladura	16-13
Tabla 16-9	Distancias de acarreo del camión	16-14
Tabla 16-10	Flota de equipo del propietario de la mina	16-15
Tabla 16-11	Mano de obra en la mina del propietario	16-16
Tabla 16-12	Equipo de gestión del propietario	16-18
Tabla 17-1	Criterio de diseño resumido	17-2
Tabla 17-2	Volúmenes de almacenamiento totales requeridos	17-7
Tabla 17-3	Agua de reposición durante la condición climática del año seco de 1 en 100	17-9
Tabla 20-1	Litología Principal y Alteración de los Barrenos	20-10
Tabla 21-1	Resumen de los Costos de Capital de Preproducción de Minería	21-2
Tabla 21-2	Resumen de Costos de Capital de Preproducción del Proceso, por Área	21-3
Tabla 21-3	Capital de la Mina – Opción de Extracción Minera por Contrato	21-5
Tabla 21-4	Capital de la Mina – Opción del Extracción por el Propietario	21-7
Tabla 21-5	Capital del Equipo Inicial de la Mina	21-8
Tabla 21-6	Consumibles Iniciales	21-14
Tabla 21-7	Capital de Sostenimiento	21-16
Tabla 21-8	Costo Operativo promedio Proyecto Cerro Quema	21-18
Tabla 21-9	Costo Operativo de la Mina – Extracción por Contrato	21-20
Tabla 21-10	Extracción por Contrato – Costo Operativo del Propietario	21-21
Tabla 21-11	Costo de la Extracción Operada por el Propietario – Total Anual	21-22
Tabla 21-12	Costo de Extracción Operada por el Propietario – Costo Unitario	21-23
Tabla 21-13	Sueldos y Salarios de la Mina	21-24
Tabla 21-14	Comparación de Costos de las Opciones de Extracción	21-25
Tabla 21-15	Resumen del Costos Operativos para Cerro Quema	21-27
Tabla 21-16	Costos Operativos del proceso vs Generales y Administrativos	21-27
Tabla 21-17	Resumen de los Costos de los Reactivos para Cerro Quema	21-28
Tabla 21-18	Consumo de Energía por Área	21-29
Tabla 21-19	Dotación de Personal y Esquema de Sueldos	21-30

Tabla 21-20	Resumen de Costos de Mano de Obra para Cerro Quema	21-31
Tabla 21-21	Resumen de Gastos Generales y Administrativos de Cerro Quema	21-32
Tabla 21-22	Gastos Generales y Administrativos - Dotación de Personal y Esquema de Sueldos	21-33
Tabla 21-23	Gastos Generales y Administrativos – No Laborales	21-34
Tabla 21-24	Impuestos en los Artículos Consumibles del Proceso	21-35
Tabla 21-25	Impuesto en los artículos consumibles de minería por año	21-35
Tabla 22-1	Resumen de la vida de la mina	22-2
Tabla 22-2	Resumen del costo de capital	22-4
Tabla 22-3	Parámetros financieros clave	22-6
Tabla 22-4	Análisis del flujo de caja	22-7
Tabla 22-5	Análisis de sensibilidad (Después de impuestos)	22-10
Tabla 24-1	Principales Hitos del Proyecto	24-3
Tabla 24-2	Contenido Estimado de Plata	24-6
Tabla 26-1	Programa de Trabajo Recomendado	26-1

1 Resumen ejecutivo

1.1 Introducción

Este informe fue preparado por Kappes Cassiday and Associates, Golder Associates Inc. y P&E Mining Consultants Inc. a petición de Pershimco Resources Inc. ("Pershimco"). Pershimco es una compañía de Quebec abierta que posee acciones cotizadas en la bolsa de valores de Toronto ("TSX.V") bajo el símbolo PRO y en la bolsa de valores de Frankfurt bajo el símbolo BIZ.

El propósito de este reporte es proporcionar un Informe Técnico y Estimado de Recursos Mineros y Estudio de Pre-Factibilidad para el Proyecto Cerro Quema (el "Proyecto"), independientes, en la Provincia Los Santos, Panamá, que cumplen con el Instrumento Nacional ("NI") 43-101.

1.2 Descripción y ubicación de la propiedad

El Proyecto Cerro Quema está ubicado en la Península Azuero en la Provincia Los Santos en el suroeste de Panamá. El Proyecto está ubicado aproximadamente 45 km al sur-suroeste de la ciudad de Chitré, la ciudad más grande en la Península Azuero. Chitré está ubicado aproximadamente a 255 km por tierra desde la ciudad de Panamá en la Carretera Panameña y cerca de 150 km por aire, al suroeste de la ciudad de Panamá. El Proyecto Cerro Quema está ubicado a 82 km por camino pavimentado desde Chitré hacia Tonosi. El Proyecto está ubicado en la latitud 7^{o} 33' 14" N por longitud 80^{o} 32' 56" W y coordenadas UTM 17N 549772 mE, 834994 mN (NAD83).

1.3 Accesibilidad, clima, recursos locales y fisiografía

En el Proyecto existe infraestructura básica, incluyendo un campamento de exploración fijo con laboratorio de preparación, una plataforma preparada en "KM7" y presas de 5 gaviones para control de sedimentos del agua superficial. El terreno en la región es accidentado, con una máxima elevación de 950 metros sobre el nivel del mar (msnm) y un relieve de cerca de 850 m. El Proyecto puede operarse de forma continua, sin embargo, pudiera haber lapsos en que las operaciones experimenten dificultades debido a la precipitación durante la temporada de lluvias de mayo a noviembre.

1.4 Historia

La concesión de la Propiedad Cerro Quema incluye tres contratos entre la República de Panamá y Minera Cerro Quema, S.A. ("MCQ"), empresa filial panameña de Pershimco. Los contratos numerados 19, 20 y 21, otorgados en febrero y marzo de 1997 proporcionan los derechos exclusivos para extracción de minerales metálicos clase IV (oro y plata) por un periodo de 20 años y cubre una extensión de 14,893 ha. Pershimco aconseja que los contratos se puedan extender por 10 años primeramente y luego dos extensiones de 5 años cada una.

Pershimco adquirió la propiedad en septiembre de 2010 mediante un contrato con Central Sun Mining Inc., RNC (Panamá) Ltd., MCQ, Carena Equities Corp., Bellhaven Copper & Gold Inc. y

Julio Benedetti para adquirir todos los intereses en la Propiedad Minera Cerro Quema propiedad de la corporación MCQ. Bajo los términos de este Contrato, Pershimco adquirió todos los intereses y obligaciones de MCQ para una total consideración de US$6,400,000 (el "Precio de Compra") (comunicado de prensa de Pershimco del 10 de septiembre de 2010).

En 2002, RNC Gold Inc. y Bikerman Engineering realizó un estudio de factibilidad en una mina a cielo abierto del yacimiento La Pava. Este estudio de factibilidad de 2002 no está de acuerdo con NI 43-101 y no se debe confiar en él. RNC y Bikerman Engineering revisaron y aceptaron el modelo de bloques Datamine 1996 de krikeage preparado por Campbell Resources Inc. y re-optimizando el tajo basándose en los costos de minado a $0.81/t para la mineral y $0.86 para el material residual, costos de procesamiento de $2.92/t, G&A a $0.68/t, $325/oz Au, 80% de recuperación metalúrgica y pendientes del tajo de 45°. La ley de corte resultante fue 0.45 g/t Au. Se agregó un diez por ciento de dilución a los recursos minerales para su conversión a reservas minerales. Para el estudio, solamente se consideró la zona La Pava. El estimado de reserva de mineral resultante fue de 6.037 millones de toneladas con una ley de 1.24 g/t Au, conteniendo 240,000 oz Au.

Puritch et al. (2012) realizó el estimado de recursos minerales NI43-101 previo para el Proyecto Cerro Quema y reportó 513,000 onzas de oro derivadas de óxidos en la categoría Indicada50,600 onzas de oro derivadas de óxidos en la categoría Inferida; 57,000 onzas de oro derivadas de sulfuros en la categoría Indicada; y 30,400 onzas de oro derivadas de sulfuros en la categoría Inferida. Este estimado de recursos minerales ha sido sustituido por el estimado de recursos minerales que cumple con NI 43-101 que es el tema de este reporte.

1.5 Panorama geológico

La Península Azuero, donde está ubicado el Proyecto Cerro Quema, es un rasgo prominente en la costa suroeste (Pacífico) de Panamá. La base de la Península consiste de basaltos masivos y acolchonados toleíticos que actualmente se interpretan como representante de rocas elevadas del margen oeste de la placa Caribeña. El distrito Cerro Quema está situado en la parte central de la Península Azuero. Las rocas consisten de andesita, dacita, basalto y turbiditas se interpretan como depositadas en un ambiente previo al arco. La formación Río Quema se interpreta como una secuencia de relleno de una cuenca fore-arc del arco volcánico del Cretácico-Paleógeno y la roca encajonante de la mineralización en el distrito del Cerro Quema.

1.6 Mineralización

En la propiedad Cerro Quema se han identificado varios yacimientos de oro que incluyen los yacimientos La Pava, Quemita-Quema y La Mesita. La mineralización está encajonada por andesitas y domos de lava dacita de la formación Río Quema. La mineralización consiste de pirita, calcopirita y enargita diseminadas; e intrusión masiva de cuarzo, pirita, calcopirita y barita con trazas de galena y esfalerita. El oro se encuentra como granos microscópicos diseminados de oro nativo y un "oro invisible" de pirita, particularmente en la zona de alteración silícea. Una alteración supergénica fuerte forma una capa de oxidación o gosan y liberó el oro contenido en la pirita. Las más altas leyes de mineralización de oro están cerca de la superficie y disminuyen hacia el límite inferior de oxidación.

1.7 Tipos de yacimiento

Los yacimientos Cerro Quema se caracterizan por la presencia generalizada de alteración hidrotermal que forma halos concéntricos alrededor de la mineralización. La presencia de sílice residual, alunita, natro-alunita y enargita además del patrón de alteración hidrotermal compatible con un alto sistema epitermal de sulfuración. El patrón de alteración está controlado por fallas, siguiendo de fallas regionales con tendencia E-W. El trabajo realizado por Pershimco sugiere que hay un potencial de un yacimiento porfídico a profundidad.

1.8 Exploración

La propiedad se exploró desde 1990. El programa de exploración de Pershimco incluye mapeo litológico y estructura, muestreo de canal y muestreo geoquímico en 2011 y estudios geofísicos en 2011, 2012 y 2013. En 2012 Pershimco contrató a Geotech Ltd. para realizar geofísica área cubriendo toda la Propiedad Cerro Quema. La geofísica aérea incluyó estudios radiométricos, magnéticos y VTEM. Estos estudios identifican la tendencia mineralizada y áreas adicionales destacadas al norte que muestran susceptibilidad magnética baja coincidente con poco potasio y razones Th/K bajas con los yacimientos La Pava y Quema/Quemita. Durante 2011 a 2013, Pershimco realizó estudios de polarización inducida (IP) que delinean cuatro metas de carga grande ubicadas detrás de óxidos de oro de La Pava, Quema, Idaida y La Pelona. Estas anomalías de carga pudieran representar una mineralización sulfurosa a profundidad (comunicado de prensa de Pershimco del 4 de noviembre de 2013).

1.9 Perforación

Entre 1990 y 1994 la compañía Cyprus Minerals y compañías sucesoras realizaron una perforación con diamante de 4,921.3 m y 9,639 m de perforación de circulación inversa en el Proyecto Cerro Quema. Subsecuentemente, Campbell Resources Inc. perforó 1,749.6 m mediante perforación con diamante adicionales en el yacimiento La Pava en 1996.

Desde que se adquirió la propiedad en 2010, Pershimco ha perforado 16,939 m de perforación con diamante en 79 barrenos y 32,728 m de perforación de circulación inversa de más de 330 barrenos.

1.10 Preparación, análisis y seguridad de la muestra

Para esta estimación de recursos, se recolectaron muestras de recortes de perforación con diamante y circulación inversa (“RC”), aproximadamente cada metro. Se implementó un programa de aseguramiento de calidad y control de calidad (“QA/QC” o “QC”) completo, que incluye un banco de campo y al menos un material de referencia certificado (también conocido como un estándar), por cada lote de 20 muestras enviadas al laboratorio.

Activation Laboratories (“Actlabs”) fue el principal laboratorio utilizado por Pershimco. Las muestras se enviaron al laboratorio Actlab de Panamá para su preparación y las pulpas resultantes se enviaron a Actlabs en Ancaster, Ontario, Canadá, para su análisis. Los tenores de las muestras de plata y cobre se determinaron utilizando el método ICP multi-elemento y el oro se determinó utilizando el método de ensaye por fuego con terminado de absorción atómica. Los

valores de oro por encima de 2.5 g/t Au se volvieron a correr utilizando ensaye con fuego con terminado gravimétrico. Los autores creyeron que la preparación de la muestra, seguridad y procedimientos de análisis están dentro de la práctica industrial estándar y son responsables de producir resultados de calidad que son adecuados para usarse en el estimado de recursos actual.

1.11 Verificación de datos

Antoine Yassa, P. Geo., y una persona calificada, ("QP") visitó el Proyecto Cerro Quema el 2 de octubre de 2013. Durante la visita al sitio, el Sr. Yassa recolectó 12 muestras de cuatro barrenos. Las muestras se recolectaron tomando ya sea ¼ dividido de la mitad del barreno remanente en la caja de testigos, o tomando una división de los recortes RC. Las muestras las analizaron los laboratorios AGAT en Mississauga, Ontario. Basándose en muestreo independiente, desempeño de materiales de referencia certificados, desempeño de duplicados y desempeño de blancos en campo, P&E declaró que los datos adecuados para usarse en el estimado de recursos actual.

1.12 Pruebas metalúrgicas

Los dueños previos y Pershimco realizaron las pruebas metalúrgicas de material del yacimiento Cerro Quema. Las pruebas incluyeron:

- Las pruebas de botellas en rodillos que evaluaron la predisposición de los materiales a la cianuración.
- Las pruebas de la lixiviación en columna que evaluaron la predisposición de los materiales a la lixiviación en montones convencional.
- Las pruebas de lixiviación en tanques que evaluó la predisposición de los materiales al tratamiento en tanques inundados.

Los resultados de las pruebas metalúrgicas muestran:

- KCA recomienda usar un campo constante de recuperación de oro de 86% para todo el material de La Pava y el de baja ley de Quema/Quemita. Además, se recomienda descontar la recuperación de mineral de Quema/Quemita a un 3% de recuperación de oro por 1 g/t de ley de cabezas
- El material de óxidos de La Pava responde muy bien a las pruebas de cianuración en botellas en rodillos y lixiviación en columna produciendo extracciones altas de oro y consumos bajos de reactivos.
- A leyes de cabeza más bajas (cerca de 1 g/t Au y menos), las extracciones son aproximadamente las mismas ya sea para el material La Pava o Quema/Quemita.
- A leyes de cabeza más altas (arriba de 1 g/t Au), las extracciones para La Pava son mayores que para Quema/Quemita
- Los datos no muestran dependencia de la extracción de oro en el tamaño de quebrado para los materiales y los rangos de tamaño probados.
- El material que contiene arcilla muestra baja permeabilidad y requerirá de aglomeración con cemento.

1.13 Estimado de recursos minerales

Eugene Puritch, P. Eng., AntoinneYassa P. Geo. y Fred Brown, P. Geo., realizaron el trabajo de estimación de recursos minerales reportado aquí, todos ellos personal independientes calificadas en términos de NI43-101. La modelación y estimación de recursos minerales se realizaron utilizando el programa de software disponible Gemcom GEMS. La optimización de tajo a cielo abierto se realizó utilizando el programa de software Whittle Four-X Single Element. La fecha efectiva de este estimado de recursos minerales es primero de noviembre de 2013.

Pershimco proporcionó todos los datos de perforación de forma electrónica. La base de datos proporcionada por Pershimco contiene 714 registros de barrenos. Después de tomar en cuenta los barrenos fuera del área inmediata del proyecto, re-perforaron barrenos y perforaron barrenos sin información de ensayes, la base de datos implementada por P&E contiene resultados de 641 barrenos totalizando 68,341.82 m. Las revisiones de validación estándar de la industria se realizaron sobre las bases de datos proporcionadas. Pershimco determinó todas las mediciones de gravedad específica utilizando inmersión en agua de testigos de barrenos y tuvieron un valor (ley) promedio de 2.66 toneladas por metro cúbico.

Las fronteras de dominio mineralizado para oro que constriñe Cerro Quema se determinaron desde la interpretación de litología, estructura y frontera de ley desde la inspección visual de las secciones de perforación. Los dominios se crearon con computadoras digitalizando los intervalos de barrenos. Los esquemas para dominios de oro de alta ley fueron influenciados por la selección de material mineralizado por encima de 1.00 g/t Au que demostró continuidad de zona litológica y estructural a lo largo de rumbo y buzamiento. Los esquemas para dominios de oro de baja ley fueron influenciados por la selección de material mineralizado arriba de 0.20 g/t Au. El ancho verdadero mínimo constreñido para las interpretaciones fue de 2.0 metros aproximadamente. Entonces las polilíneas interpretadas de cada sección se consolidaron en diagramas tridimensionales. Los diagramas (dominios) resultantes se usaron para análisis estadístico, interpolación de ley, codificación de roca y reportaje de recursos minerales.

Pershimco proporcionó una base de datos que contiene 46,323 mediciones de azufre obtenido del testigo del barreno. Los valores de azufre reportados varían de 0.01% a 20.0%, con un valor promedio de 3.34%. La base de la zona de óxido se identificó mediante el examen de los resultados de azufre vistos hacia abajo del barreno y en general corresponden a la transición marcada de valores bajos de azufre (menos de 0.10%) a valores altos de azufre (mayores de 1.00%) en la frontera seleccionada.

La longitud de las muestra de ensayo dentro de los dominios de mineralización definidos para los datos de Cerro Quema varían de 0.30 m a 12.80 m, con una longitud de muestra promedio de 1.19 m. Un total de 67% de las longitudes de muestra de ensaye constreñida cae dentro de un rango de 0.90m y 1.02m. Con el fin de asegurar un apoyo de muestra igual, se seleccionó una longitud del compuesto de 1.00 m para el cálculo de recursos minerales. No se notó una correlación significativa entre los valores del compuesto de Au y Cu. Basados en una revisión del dominio individual y estadísticas globales resumidas, se seleccionaron los niveles límites de 9.00 g/t Au y 2.20 % Cu, equivalentes al 99.86 por ciento para la población total del compuesto de Au y el 99.66 por ciento para la población total del compuesto de Cu. Un total de 27 Au de

valores en el compuesto y 58 Cu de valores en el compuesto fueron puestos como límite a estos umbrales antes del cálculo.

Se usaron los datos de la muestra de compuesto codificados por dominio para el análisis de continuidad. Basándose en los resultados de la variografía de oro, se seleccionó un rango de 35 m como un rango apropiado para la clasificación.

Los modelos de bloques ortogonales se establecieron con los límites del modelo de bloques seleccionados de manera que cubran la extensión de los dominios mineralizados y con el tamaño del bloque reflejando la continuidad de la mineralización y el espaciado de barrenos. Para el cálculo de bloques se usó la distancia inversa al cubo ("ID^3") pesando los valores de compuestos límites. Los datos de compuestos usados durante el cálculo de la ley se restringieron a muestras ubicadas dentro de su dominio respectivo. Para el cálculo se requirieron entre cuatro y veinte compuestos de dos o más barrenos, con un máximo de tres compuestos derivados de cualquier barreno sencillo.

La clasificación de recursos se implementó generando sobres de tres dimensiones alrededor de esas partes del modelo de bloques para las cuales los datos de barrenos y estimados de ley cumplen con criterios específicos. Los recursos minerales medidos se definieron mediante bloques ubicados dentro de treinta y cinco metros de ocho o más barrenos. Los recursos medidos solamente se reportaron para el yacimiento La Pava. Los recursos indicados se definieron por bloques ubicados dentro de treinta y cinco metros de dos o más barrenos. Todos los bloques remanentes estimados se clasificaron como inferidos.

Los recursos minerales de Cerro Quema se reportaron dentro de un tajo optimizado. Los resultados del tajo optimizado se usan únicamente con el fin de reportar recursos minerales que tienen prospectos razonables para extracción económica y la optimización se basa en los parámetros económicos incluyendo US$1,500/oz de oro, 86% de recuperación de óxido de Au, 90% de recuperación de sulfuro de Au, US$2.20/ton de costos de minado, $6.13/ton de costos de procesamiento de óxidos, $12.00 ton de costo de procesamiento de sulfuros y US$1.00/ton G&A. Para la mineralización de óxidos se usó una ley de corte de 0.18 g/t Au y para la mineralización de sulfuros una de 0.31 g/t Au. El tajo abierto se optimizó basándose en leyes de bloques de Au para zonas oxidadas y leyes de bloques de oro equivalente (AuEq) para las zonas sulfurosas. Las leyes de bloque de oro equivalente se calcularon utilizando la fórmula:

ECUACIÓN 1-1

$$AuEq = (Au\ g/t + (Cu\% \times 1.6)).$$

En la siguiente tabla se resumen los recursos minerales en el tajo.

TABLA 1-1 RESUMEN DE LOS RECURSOS MINERALES EN EL TAJO EN CERRO QUEMA (1)(2)(3)

La Pava							
Zona	Grupo de Ley	Au g/t de corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Onzas de Au
Óxidos	Medido	0.18		0.82	0.04	NA	
	Indicado	0.18		0.57	0.04	NA	
	Med. e Ind.	0.18		0.67	0.04	NA	
	Inferido	0.18		0.36	0.03	NA	

Zona	Grupo de Ley	AuEq g/t de corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Onzas de AuEq
Sulfuros	Medido	0.31		0.44	0.22	0.80	
	Indicado	0.31		0.39	0.38	1.00	
	Med. e Ind.	0.31		0.39	0.36	0.98	
	Inferido	0.31		0.28	0.2	0.61	

Zona	Grupo de Ley	Corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Au + Onzas de
Total	Medido	- - -		0.78	0.06	0.81	
	Indicado	- - -		0.50	0.18	0.75	
	Med. e Ind.	- - -		0.58	0.14	0.77	
	Inferido	- - -		0.35	0.06	0.41	

Quema + Quemita + Mesita							
Zona	Grupo de Ley	Au g/t de corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Onzas de Au
Óxidos	Medido	0.18		0.82	0.04	NA	0
	Indicado	0.18		0.57	0.04	NA	
	Med. e Ind.	0.18		0.67	0.04	NA	
	Inferido	0.18		0.36	0.03	NA	

Zona	Grupo de Ley	Au g/t de corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Onzas de AuEq
Sulfuros	Medido	0.31		0.44	0.22	0	0
	Indicado	0.31		0.39	0.38	0.73	
	Med. e Ind.	0.31		0.39	0.36	0.73	
	Inferido	0.31		0.28	0.2	0.57	

Zona	Grupo de Ley	Corte	Toneladas	Au g/t	Cu %	AuEq	Au + Onzas de
Total	Medido	- - -		0.44	0.22	0.00	0
	Indicado	- - -		0.39	0.38	0.82	
	Med. e Ind.	- - -		0.39	0.36	0.82	
	Inferido	- - -		0.28	0.2	0.47	

(1) Los recursos minerales se reportan dentro de un tajo optimizado. Se calculó AuEq usando Au + 1.6 * Cu.
(2) Tal vez los números no cuadren debido al redondeo.
(3) Los recursos minerales que no son reservas minerales no han demostrado viabilidad económica. El estimado de recursos minerales pueden ser afectados materialmente por cuestiones ambientales, de permisos, legales, títulos, impositivos, socio-políticos, mercadeo y otros relevantes.
(4) La cantidad y ley de los recursos inferidos reportados en este cálculo son inciertos en naturaleza y ha habido insuficiente exploración para definir estos recursos inferidos como recurso mineral Indicado o Medido y es incierto si exploración adicional resultará en el cambio de ellas como categoría mineral Indicada o Medida.
(5) Los recursos minerales se estimaron utilizando el Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (CIM), CIM Standards on Mineral Resources and Reserves, definiciones y directrices preparadas por CIM Standing Committee on Reserve Definitions y adoptadas por el Consejo CIM..

Simultáneamente se realizó un análisis de sensibilidad global en el tajo al recurso mineral actualizado con el estimado de recurso mineral en tajo. **La inclusión de este análisis de**

sensibilidad no significa que va a sustituir o reemplazar los resultados del estimado de recursos minerales en el tajo y no debe interpretarse como un recurso mineral. El modelo de bloques se validó visualmente por medio de la inspección de líneas de sección sucesivas con el fin de confirmar que el modelo refleja correctamente la distribución de muestras de alta y baja ley. Los modelos de bloques también se evaluaron comparando los estimados de bloque ID^3 al estimado vecino más cercano ("NN") en corte cero así como la media de los datos compuestos sin límite.

1.14 Estimado de reservas minerales

La reserva mineral es la porción de recursos minerales que se identificaron como susceptibles de minarse dentro de un tajo de diseño. El estimado de reserva mineral incorpora parámetros de minado de mineral tal como recuperación de minado y dilución de material residual. Las reservas minerales forman la base para el programa de producción de la mina y planes de la mina del Estudio de Pre-Factibilidad.

La operación de minado Cerro Quema consistirá de minado a cielo abierto solamente sin componentes subterráneos planeados, por lo tanto, todas las reservas de mineral se consideran como reservas a cielo abierto. No se usaron recursos minerales inferidos en el cálculo de la reserva de mineral. Solamente se usaron recursos oxidados en el cálculo de reserva de mineral.

Las reservas de mineral se desarrollaron en un proceso de tres pasos.

i. Seleccionar un tajo abierto optimizado para usarlo como la base para el diseño del tajo;
ii. Desarrollar un diseño de tajo operativo que incorpore bancos, criterios de pendiente de tajo detallados y rampas para transporte de camiones;
iii. Estimado del tonelaje en el tajo contenido dentro del tajo operativo que cumple o excede los criterios de ley de corte y aplicar los parámetros de minado de la mineral (i.e. pérdidas y dilución de minado) al tonelaje. El resultado final es la reserva mineral.

Las reservas minerales para el Proyecto Cerro Quema se proporcionarán por dos tajos separados: el tajo La Pava y el tajo Quema. En el Proyecto Cerro Quema se han identificado cuatro yacimientos mineralizados. Son el yacimiento La Pava y los yacimientos Quema, Quemita y La Mesita. Se desarrollaron dos modelos de bloques separados; un modelo de bloques para el yacimiento La Pava y un segundo modelo de bloque conteniendo los otros tres yacimientos. Para fines de reporte de recursos, los últimos tres yacimientos se agruparon en el área del Tajo Quema.

En la Tabla 1.2 se resumen las reservas minerales Probadas y Probables para el Proyecto. La ley de corte de 0.21 g/t Au se usa para reportar todas las reservas. La reserva mineral representa un tonelaje de mineral diluido.

TABLA 1-2 RESERVAS MINERALES DE CERRO QUEMA

	Mineral (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Oz de Oro Contenidas
La Pava				
Probadas	6.82	0.80	0.04	176,000
Probables	7.40	0.67	0.04	159,000
Sub-total	14.22	0.73	0.04	335,000
Quema				
Probadas	-	-	-	-
Probables	5.49	0.86	0.03	153,000
Sub-total	5.49	0.86	0.03	153,000
Total				
Probadas	6.82	0.80	0.04	176,000
Probables	12.89	0.75	0.03	312,000
Total	19.71	0.77	0.04	488,000

1.15 Operación de minado

El método de minado propuesto para el Proyecto Cerro Quema será una mina a tajo abierto convencional. Para minar la mineral y materiales residuales (material residual) se usará una flotilla de excavadores hidráulicos y camiones consistentes de camiones con estructura rígida de 50 ton y camiones articulados de 40 ton. Se requerirá perforación y voladura de la mineral y material residual aunque algunos materiales no se excavarán.

La tasa de producción de mineral entregada al área de la plantilla de lixiviación en montones es de aproximadamente 3.6 millones de toneladas por año de sílice y roca fresca tipo mineral. La mineral tipo arcilla se amontonará y procesará al final de la vida de la mina ya que esta mineral requiere un método diferente de quebrado y aglomeración.

Las tasas de minado anual totales generales variarán desde 7.1 Mt de mineral y material residual combinados hasta 5.5 Mt con un promedio de cerca de 6.4 Mt/año. Esto ocasiona una tasa de minado diario total promedio de 18,000 tpd, de las cuales 10,000 tpd serán de mineral.

Con el fin de asignar las cantidades de despojo de material residual con respecto al tiempo y para permitir un acceso más rápido a una mineral de mejor ley, el tajo La Pava se subdividió en tres fases y el tajo Quema se subdividió en dos fases.

Golder Associates realizó una revisión geoquímica para proporcionar recomendaciones para el diseño de la pendiente del tajo para el estudio de prefactibilidad. Ellos recomiendan un diseño de banco de captura con bancos dobles con un ancho de 6.5 m por 10 m alto utilizando un ángulo de cara del banco de 62 grados lo que resulta en un ángulo de 40 grados de la pendiente de la inter-rampa.

En la Tabla 1.3 se muestra el programa de producción de mina seleccionado. La vida total de la mina es de 5 años de duración sin incluir un año de pre-producción.

TABLA 1-3 RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCIÓN DE LA MINA

		Total	-1	1	2	3	4	5
La Pava								
Material residual	kt	10,251.9	1,373.9	933.0	2,637.3	3,192.8	1,730.8	384.1
Mineral	kt	14,220.8	585.1	1,933.0	3,822.2	3,859.4	2,638.9	1,382.2
Au	g/t	0.73	0.88	0.85	0.75	0.63	0.70	0.80
Ley de oro	*oz*	*334,350*	*16,532*	*53,058*	*91,921*	*77,829*	*59,513*	*35,497*
Razón de despojo	w:o	0.72	2.35	0.48	0.69	0.83	0.66	0.28
Quema								
Material residual	kt	4,006.2	-	1,039.9	-	-	1,610.7	1,355.7
Mineral	kt	5,487.2	-	1,910.7	-	-	1,178.9	2,397.7
Au	g/t	0.86	-	1.34	-	-	0.7	0.6
Ley de oro	*oz*	*152,511*	-	*82,332*	-	-	*24,973*	*45,207*
Razón de despojo	w:o	0.73	-	0.54	-	-	1.37	0.57
Total								
Material residual	kt	14,258.1	1,373.9	1,972.8	2,637.3	3,192.8	3,341.5	1,739.8
Mineral	kt	19,708.0	585.1	3,843.7	3,822.2	3,859.4	3,817.8	3,779.8
Au	g/t	0.77	0.88	1.10	0.75	0.63	0.69	0.66
Ley de oro	*oz*	*486,861*	*16,532*	*135,389*	*91,921*	*77,829*	*84,486*	*80,703*
Mat. Total	kt	33,966.1	1,959.0	5,816.6	6,459.5	7,052.2	7,159.3	5,519.6
Razón de despojo	w:o	0.72	2.35	0.51	0.69	0.83	0.88	0.46

Mineral y material residual del tajo La Pava se transportará a la quebradora y al tiradero de material residual Chontal. En el tajo Quema, un estudio de comparación recomendó el uso de un sistema de bandas en el valle Chontal donde el mineral se enviaría al área de quebrado primario.

El estudio de prefactibilidad considera ambas opciones de minado operado por el propietario y minado por contracto. El caso base para el estudio es la opción de minado operado por el propietario.

Las diversas actividades asociadas con la operación de minado consistirá de:

- Perforación y voladura,
- Control de ley,
- Cargado y transporte de material residual y mineral,
- Desagüe del tajo,
- Servicios de mina y supervisión.

Inicialmente, se comprará una excavadora y cargador frontal junto con seis camiones (cuatro articulados y dos con estructura rígida) a estar listos en el Año-1 (ver Figura 16.6). A medida que la tasa de producción aumenta y el tajo La Pava se hace más profundo con distancias de transporte más grandes, se requerirán camiones adicionales (ver Figura 16.6). La flotilla de cuatro camiones articulados será complementada con camiones de estructura rígida adicional ya que las condiciones de trabajo en el tajo mejorarán con la profundidad. La flotilla de camiones tendrá un pico en diez unidades. No se requerirán reemplazos de equipo minero grande en la corta vida de cinco años de la mina.

La mina Cerro Quema requerirá oficinas de mina, cambios en instalaciones de hospedaje, áreas de estacionamiento de empleados, instalaciones de mantenimiento, almacenes y áreas de almacenamiento en frío. El contratista de explosivos será ubicado en un espacio de almacenamiento en el sitio del proyecto. La oficina de la mina e instalaciones secas de la mina proporcionarán para la administración de la mina, ingeniería, geología y servicios de mantenimiento de la mina. Estas se ubicarán alrededor del taller mecánico de camiones. Un taller de mantenimiento proporcionará servicios de apoyo al tajo el cual estará ubicado al noreste de la quebradora primaria.

1.16 Procesamiento de minerales

El Proyecto Cerro Quema será de 10,000 toneladas por día por instalación de lixiviación en montones. El procesamiento en Cerro Quema será mediante lixiviación por montones convencional de mineral quebrado apilado en una plantilla de un solo uso. El oro se lixiviará del material mineralizado con solución de cianuro diluido. El oro se recuperará de la solución en una planta de recuperación de adsorción-desorción de carbón que producirá barras de doré.

La mineral tal como viene de la mina se entregará mediante camiones de acarreo de una de las minas a tajo abierto a la quebradora primaria. Un alimentador de placas entregará lo que viene de la mina a una velocidad de 556 toneladas secas/h a un alimentador vibratorio con aberturas de

130 mm. Una quebradora de quijadas primaria quebrará lo que no pasa por el alimentador vibratorio.

La quebradora de quijadas quebrará lo que no pasa (gruesos) el alimentador vibratorio a un 100% que pasa los 130 mm. El producto de la quebradora de quijadas se combinará con lo que pasa el alimentador vibratorio y descargará en la banda de descarga de la quebradora primaria que alimenta la tolva de alimentación de la criba secundaria. La tolva de alimentación de la criba secundaria proporcionar una capacidad de almacenamiento de 15 minutos para la quebradora secundaria.

La banda alimentadora de la criba secundaria alimentará roca quebrada primaria a una criba secundaria. La criba secundaria separará material a 70 mm. Los gruesos se quebrarán en la quebradora de cono secundaria. El producto de la quebradora de cono y lo que pase la criba (finos) se descargará al apilador de los montones de mineral quebrado y que alimenta el material quebrado secundario al montón de mineral quebrada. El montón será construido sobre un túnel subterráneo que contiene dos bandas alimentadoras de recuperación y la banda transportadora de túnel de recuperación.

Se agregarán guijarros de cal a la banda alimentadora de recuperación a una tasa nominal 1.6 kg/t de material. Tanto el material como la cal quebrados se transportarán mediante bandas al montón para su apilamiento.

El mineral se lixiviará utilizando una solución diluida de cianuro de sodio aplicado mediante un sistema de rociadores. La solución de lixiviación de cianuro diluido percolará a través del material, disolviendo el oro y drenando por gravedad a un estanque de solución rica la cual almacenará la solución antes de procesarla más.

La solución rica se bombeará a un juego de columnas de adsorción de carbón. Esta solución va a fluir por gravedad a través de un juego de cinco columnas, saliendo de la última columna de adsorción como solución estéril.

Las columnas de adsorción operarán de esta forma hasta que el carbón dentro de la columna principal logre cargarse con el metal precioso deseado y luego se despojará de él.

El despojo del oro del carbón cargado se logra haciendo circular una solución caliente diluida cáustica y de cianuro hacia arriba a través del lecho de carbón. La solución caliente sale el recipiente de elución como eluente preñado. El eluente preñado fluye al circuito de recuperación donde el oro despojado se deposita del eluente preñado en cátodos de lana de carbón dulce.

Los cátodos de lana de acero dulce se remueven periódicamente y se tratan en un horno de retorta que elimina toda el agua y la mayor parte del mercurio de los cátodos. Los cátodos de retorta se mezclan con fundentes, fundido y vertido en barras de doré. Entonces el doré se embarca a una refinería fuera del sitio para mayor procesamiento y para su venta como oro fino.

1.17 Infraestructura del proyecto

Un camino existente de acceso al sitio intersecta con Via Tonosi aproximadamente 32 km al sur de Macaracas. El camino de acceso corre hacia el norte aproximadamente 7 km a la ubicación de la plataforma construida entre Quema y La Pava por Pershimco. Se requerirán mejoras al camino existente e incluyen la ampliación a aproximadamente 9 m con el fin de permitir que pasen dos camiones por el camino; re-contornearlo con el fin de eliminar niveles de más de 7%; y nivelación a una zanja en una lado para el drenaje.

El agua fresca la proporcionará el Pozo Número 4-2013 ubicado aproximadamente 1.1 km al norte, noreste de la plataforma existente a una elevación de 190 msnm. El agua fresca se almacenará en un tanque ubicado aproximadamente al sur-sureste de la plataforma existente cerca del camino de acceso a La Pava a una elevación de 480 msnm. El agua fresca se usará para el control de polvo, agua para incendios y agua de reposición del proceso.

La mayoría del combustible diesel utilizada en Cerro Quema se cargará y almacenará en un tanque de acero horizontal cilíndrico ubicado en la punta oeste de la plataforma existente a 423 msnm. El tanque proporcionará combustible para la flotilla de la mina y vehículos ligeros.

Durante la construcción, se ubicará una clínica temporal de primeros auxilios ubicada en la plataforma existente. Un cuarto de tratamiento estará ubicado en el primer piso del Almacén y del Taller cerca de ADR y estanques o lagunas de proceso. Se pretende que el cuarto de tratamiento tenga una enfermera que proporciona el tratamiento médico de calidad a operadores enfermos o lesionados.

Habrá un vehículo de emergencia disponible en el campamento base existente para transportar a las personas enfermas o lesionadas al hospital más cercano.

Ya hay un sistema radio instalado en el sitio de la mina Cerro Quema. Los radios permitirán que los diferentes grupos se comuniquen por canales dedicados. El teléfono permitirá que los diferentes grupos se comuniquen por canales dedicados. En el área de oficinas habrá disponible una línea telefónica y acceso a Internet.

Los edificios e instalaciones están ubicados en toda el área del proyecto. Las instalaciones incluyen:

Mina

- Taller y almacén de la mina
- Laboratorio
- Almacén de pólvora, La Pava
- Almacén de pólvora, Quema

Proceso

- Edificio de administración incluyendo el almacén del proceso
- Área ADR
- Refinería

- Almacenamiento de reactivos

1.18 Estudio de mercado y contratos

La producción de oro se embarcará como barras de doré a las refinerías de metales preciosos tales como Johnson Mathey, Metalor o Argor-Heraeus. La refinería producirá lingotes de oro del doré que se venderá a bancos, inversionistas institucionales, tesorerías o particulares.

El gran volumen de oro vendido en mercados internacionales, aproximadamente 21.0 millones de onzas por mes, permitirán que la producción de oro de Cerro Quema se venda rápidamente.

El oro se puede vender en el mercado al contado o en contratos que permiten que los precios se promedien. El precio de oro usado en este estudio es de $1,275 por onza.

1.19 Estudios ambientales, permisos e impacto social

Esta sección proporciona un resumen de los estudios de referencia ambientales y sociales y evaluaciones realizadas a la fecha y los requisitos panameños reglamentarios para preparar una evaluación de impacto ambiental (EsIA) para cumplir con la Autoridad Nacional del Ambiente– ANAM) y permisos asociados. Actualmente Pershimco está realizando un Estudio de Alcance para evaluar los estudios adicionales que se requerirán para apoyar un EsIA para cumplir con los requerimientos de ANAM y permisos asociados. En este estudio también se identificarán los estudios de referencia adicionales que se van a necesitar para apoyar una evaluación ambiental y de impacto social de la Corporación Financiera Internacional (IFC).

La evaluación y permisos ambientales están en marcha para la operación de lixiviación continua en tanques propuesta previamente. Sin embargo, como el proyecto actual utilizará métodos de procesamiento de lixiviación en montones, Pershimco ha iniciado una actualización de la evaluación y permisos ambientales para reflejar el diseño del proyecto nuevo. El decreto #123 proporciona medidas detalladas mediante las cuales se llevará a cabo el proceso de entregar y revisar EsIA para un proyecto propuesto, de acuerdo con las disposiciones de la Ley No. 41 del 1 de julio de 1998 – Ley de Protección Ambiental de la República de Panamá. Las aplicaciones de la evaluación y permisos ambientales, incluyendo el plan de cierre, serán entregadas al gobierno panameño en 2014.

En 1996, bajo el Decreto 23 de 1963 se aprobó un Informe de Viabilidad Ambiental (IVA) por parte de la Resolución No. 070 INRENARE del 24 de diciembre de 1996. El proyecto incluyó 3 tajos, La Pava, Quema y Quemita, en un área de 110 hectáreas. En 2004, bajo el Decreto 57 de 2004 el Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) fue aprobado por la Resolución DINAPROCA-PAMA No. 017-2004 del 30 de julio de 2004. Este PAMA se reformó primeramente por parte de la Resolución AG-0211-2010 del 22 de febrero de 2010 y este se reformó aún más por parte de un segundo adendum presentado a ANAM el 23 de octubre de 2012 que fue aprobado por la Resolución AG-07422012 del 27 de diciembre de 2012. El último PAMA aprobado es válido hasta el 31 de diciembre de 2017. El proyecto incluyó una primera fase para desarrollar solamente el yacimiento La Pava. El desarrolló de los tajos Quema y Quemita (Fase II) se determinará basándose en los resultados del estudio Fase I. El trabajo de

monitoreo relacionado con esta aprobación está asociado con el área directa de influencia del tajo La Pava. Antes de proceder con el desarrollo de la mina se requerirán permisos adicionales.

El terreno local está accidentado, variando de 200 metros sobre el nivel del mar (msnm) a más de 900 msnm, con un relieve máximo de cerca de 850 m. Aproximadamente 80 por ciento de la tierra circundante al sitio del proyecto tiene pendientes de más del 55 por ciento. Con excepción del camino de acceso al sitio y caminos de barrenos de exploración, el campo circundante solamente es accesible a pie por medio de senderos. Gran parte del área circundante está desforestada y se ha convertido en terrenos de agostadero. Las áreas deforestadas están cubiertas por mogotes de pastos, helechos y árboles pequeños dispersos de 1 a 2 m de alto. Gruesas stands de bosques persisten a lo largo de los drenajes y en los valles inclinados. Se ha iniciado algo de reforestación. Los estudios de referencia físicos y biológicos se realizaron con apoyo de la evaluación ambiental previa. Algunos de estos estudios (e.g., flujo de agua superficial y estudios de calidad y ecológicos) tendrán que actualizarse, mientras que los estudios nuevos tendrán que considerar vacíos actuales (e.g., hidrogeología) que necesitarán completarse para apoyar la evaluación ambiental.

Se espera que los resultados de la prueba de contabilidad ácido:base (ABA) indican que las muestras de material residual potencial del yacimiento La Pava contengan sulfuros de bajos a muy bajos en por ciento de peso. Aunque la clasificación de los resultados ABA indican que la mayoría de las muestras tienen un potencial de bajo a incierto para la generación de ácido, dos muestras de alteración de sílice-arcilla y muestra de alteración de arcilla tienen un ANP neto que indican un potencial probable para generación de ácido. Los resultados de lixiviación de precipitación sintética indican que existe el potencial de que aluminio, cobre, hierro y manganeso se lixivien a concentraciones más grandes que las directrices para el agua potable de Panamá en algunas de las muestras de material residual o material residual. Se cree que la composición y distribución de material residual del yacimiento La Pava sean representativas de los yacimientos Quemita-Quema y La Mesita basándose en una geología similar; sin embargo, esta suposición necesita confirmarse mediante pruebas geoquímicas de testigos de perforación asociados con esos yacimientos.

No se espera que el desarrollo del tajo abierto sea interrumpido dentro de la zona de oxidación exponga la roca sulfurosa subyacente y potencialmente generadora de ácido. Se cree que existen bolsas aisladas de sulfuros (roca no intemperizada) en la zona de óxidos del yacimiento. Considerando la falta de información detallada en la descripción de la roca en la base de datos de perforación que se han proporcionado, esta relación en este momento solamente es especulativa. Se debe de realizar muestreo adicional de testigos de perforación para confirmar las características geoquímicas del material residual; en particular material asociado con los yacimientos Quemita-Quema. El trabajo de prueba cinética sobre muestras de material residual aún no se ha terminado. Se recomienda que las pruebas cinéticas se realicen en muestras de tipos de alteración seleccionados.

Además, actualmente se observan los niveles de pH ácido y concentraciones de cobre elevadas en agua que emana de un manantial cercano a la zona de mineral La Pava, sugiriendo impacto de oxidación de minerales sulfurosos asociados con la mineralización regional. Los datos de monitoreo de calidad de agua y flujo de manantiales, agua superficial y agua subterránea deben

recolectarse y evaluarse para entender mejor las características geoquímicas de la roca asociada con los yacimientos.

Los resultados de la prueba ABA realizado en cuatro (4) muestras de mineral sugieren un potencial para la generación de ácido. La baja ley de sulfuros-azufre de 0.07 a 0.11 % en tres (3) muestras sugiere que el potencial de generación ácido es bajo; sin embargo, el contenido de sulfuros de 0.81 % en una muestra indica que sería probable que ocurriera algo de generación de ácido de esta muestra.

Los resultados de la prueba ABA de la mineral lixiviada indican un potencial variado para generación de ácido como se nota más adelante:

- 17 muestras de mineral oxidada lixiviada de un compuesto de La Pava tiene algún potencial para generación de ácido.
- 5 muestras de mineral sulfurosa oxidada lixiviada de un compuesto de La Pava son potencialmente generadoras de ácido.
- 8 muestras de mineral oxidada lixiviada de un compuesto de Quemita-Quema tienen un potencial incierto de generación de ácido.

En general, los resultados de la prueba ABA sugieren que la fracción de óxidos de la mineral lixiviada en montones de La Pava y Quemita-Quema tienen algún potencial para generación de ácido; y, potencialmente, todas las muestras de la fracción de sulfuros del mineral lixiviado en montones de La Pava son generadores de ácido. Los resultados de las pruebas de lixiviado indican que las colas de la mineral oxidada lixiviada de La Pava tienen un bajo potencial para lixiviación de metal.

Se han realizado algunos estudios de referencia en apoyo a actividades de permisos previos. Los estudios adicionales que necesitan realizarse para apoyar la evaluación ambiental y permisos futuros incluyen:

- Las condiciones de calidad de agua de referencia en agua superficial y en agua subterránea durante las estaciones seca y de lluvias. Las muestras de sedimentos también se recolectarán en ubicaciones de agua superficial seleccionadas. Los datos de calidad de agua y sedimentos requerirá de suficiente cobertura para cubrir la variación estacional, la cobertura espacial y usuarios aguas arriba y aguas abajo dentro del área de influencia del Proyecto.
- Aunque se han realizado algunas mediciones de flujo de agua en seis arroyos durante enero de 2013 (Quebrada Las Mesitas, Quebrada Ceibal, Quebrada Quema, Rio Quema, Quebrada Chontal y Quebrada La Pava). Los datos recolectados no cuentan para la variación estacional ni tampoco proporcionan suficiente cobertura espacial para caracterizar el área de influencia del Proyecto para estabilizar la hidráulica del arroyo. En febrero de 2014 se realizó un reconocimiento con el fin de caracterizar el régimen de flujo de agua existente para el Proyecto. Durante la visita al sitio se ubicaron estaciones de agua superficial con el fin de proporcionar datos de monitoreo complementario para apoyar a EsIA.

- La estación meteorológica existente en el proyecto se mejorará con el fin de proporcionar datos aptos específicos al sitio para comparar con datos a largo plazo de estaciones meteorológicas propiedad del gobierno.
- Los estudios hidrogeológicos se realizarán para proporcionar los parámetros hidrogeológicos necesarios (profundidad al agua subterránea, entrada de agua subterránea, calidad de agua subterránea) que establecerán la referencia para la evaluación de efectos relacionados con el Proyecto durante la preparación del EsIA. Las condiciones del agua subterránea en roca intemperizada (saprolita) versus roca fresca será determinada mediante la instalación y prueba de grupos de pozos de monitoreo con cribado de pozos de monitoreo instalados en la saprolita y en la roca fresca subyacente.
- Se realizarán pruebas adicionales geoquímicas (incluyendo pruebas cinéticas) de testigo de perforación con el fin de confirmar las características geoquímicas del material residual o roca estéril; en particular material asociada con los yacimientos Quemita-Quema.
- El Proyecto no ha recolectado la calidad del aire y ruido ambiental. Durante la EsIA se determinarán los requerimientos de datos de referencia de calidad específica de aire y ruido.
- Para evaluar los efectos específicos del Proyecto en el ecosistema acuático, se realizará muestreo de referencia adicional para la caracterización estacional y variación espacial.
- Durante la EsIA se determinará la necesidad de datos de referencia adicionales de vegetación y vida silvestre .
- En 1993 se realizó un reconocimiento al sitio de su herencia cultural. Este estudio indicó que hay un alto potencial de hallazgos arqueológicos. Tanto el reconocimiento arqueológico como el estudio a detalle actualizado deberá realizarse como parte de los estudios de referencia para apoyar a EsIA

En 2013 Pershimco realizó un estudio para describir el ambiente socio-económico de las comunidades ubicadas dentro de un radio de 12.5 km del Proyecto y los principales centros urbanos así como para identificar las percepciones locales con respecto al estado actual de Panamá, el ambiente, el proyecto y la industria minera en general. El estudio incluyó 12 comunidades rurales y tres (3) centros urbanos. Los datos sobre demografía, habitación y servicios, economía y salud y bienestar de la comunidad se obtuvieron mediante estudios y fuentes secundarias (incluyendo datos de censos). El alcance del estudio socio-económico para el área del Proyecto se expandirá durante la realización de EsIA.

1.19.1 Cierre de la mina

La mina e instalaciones relacionadas serán desmanteladas al final de la vida de la mina. El concepto de desmantelamiento propuesto del Proyecto es rehabilitar el terreno afectado y cursos de agua y restaurarlos a sus condiciones previas al Proyecto hasta donde sea factible. La infraestructura que ya no se necesite después del minado será desmantelada y generalmente la superficie del terreno se contorneará para establecer sus condiciones de drenaje natural, hasta donde sea factible, y se plantará vegetación nativa. A opción del gobierno, algunas

instalaciones, tal como el complejo de hospedaje y camino de acceso principal, permanecerán en su lugar y se transferirá a la comunidad.

Los tajos La Pava y Quema-Quemita permanecerán abiertos hasta que cese el minado. El cerco de alambre de púas que rodea el perímetro permanecerá en su lugar. Los tajos se desarrollarán con pendientes generales que son estables en operación y continuarán siendo estables a largo plazo en el post-cierre. Se espera que gran parte del tajo sea inaccesible debido a las pendientes abruptas adyacentes. A la entrada de la rampa al tajo se construirá una berma de material residual para restringir el acceso. Se colocarán avisos de advertencia alrededor de los perímetros de los tajos abiertos. La posición del nivel de agua freática se ha inferido a partir de las condiciones geológicas. Los programas de perforación de exploración a la fecha han encontrado poca agua dentro de la frontera del tajo y en la elevación proyectada del piso del tajo no se espera encontrar el nivel de agua freática. Debido a la gran fracturación de gran parte de la roca se espera que el tajo esté seco excepto durante casos de lluvia en la temporada de lluvias cuando se puede acumular agua. La base del tajo abierto será interrumpida dentro de la zona de óxidos de tal manera que los sulfuros subyacentes, y potencial generación de ácido, no sean expuestos.

Las pendientes superiores y laterales, incluyendo las pendientes de los inter-bancos, del tiradero de material residual serán reconfiguradas para establecer pendientes para minimizar la erosión del escurrimiento. El material residual será cubierto para promover escurrimiento y minimizar la infiltración, sembrados y luego permitiendo que se reforesten de forma natural a la terminación de la deposición. La cubierta del cierre propuesto consiste de capa vegetal o un compuesto de capa vegetal y suelo, capaz de soportar la vegetación local. A medida que el sistema de manejo de agua superficial se desarrolla en los bancos en la pendiente del tiradero de material residual, será construido para drenar a la superficie sistemas de derivación de agua desarrollos durante operaciones alrededor del tiradero. Se anticipa que algunas de las estructuras existentes de manejo de agua serán eliminadas y cerradas, mientras que otras se van a modificar y con las zanjas finales dirigiendo el escurrimiento a las estructuras de control Quebrada Chontal y estructuras de control de sedimentos corriente abajo en la confluencia de Quebrada Chontal y Rio Quema.

El diseño HLF proporcionará estabilidad operativa y post-cierre y limitará la granulometría durante la remediación para volver a hacer las pendientes entre los bancos y en ellos con el fin de facilitar el drenaje de agua superficial. La HLF se diseñó con un sistema de recubrimiento de acuerdo con los requerimientos del Código Internacional de Cianuro y cumple o excede los estándares y prácticas para sistemas de recubrimiento de Estados Unidos, sistemas de tuberías y estanques o lagunas del proceso, que se pretende disminuyan el riesgo ambiental de las instalaciones para impactar los suelos, agua superficial y agua subterránea locales en el sitio y alrededor de él. La HLF se recubrirá continuamente con un sistema de recubrimiento compuesto consistente de una capa de subrasante preparado, de un lecho de suelo de baja permeabilidad de 300 mm de espesor, y un recubrimiento de geomembrana de polietileno de alta densidad (HDPE) de 2 mm. Al cierre, la HLF se enjuagará tres veces, se cubrirá con material de recubrimiento y capa vegetal y se reforestará. La cubierta del cierre HLF propuesto consiste de una capa vegetal, o una capa vegetal y suelo compuesto, capaz de apoyar la vegetación local y con una baja permeabilidad para reducir la infiltración en el montón. La cubierta se colocará sobre todo el montón incluyendo pendientes, bancos y la plataforma superior (cresta). Este sistema de cubierta

reducirá la filtración en el montón y minimizará la potencial erosión del suelo y sedimento a Quebrada Maricela. Al final de la operación, el montón se enjuagará tres veces (i.e., tres volúmenes de poro). Se espera que aproximadamente se requieran 2.3 años para enjuagar el HLF; esto permite un periodo de drenaje hacia abajo de la última agua usada para enjuagar el montón. Durante la lixiviación activa después de que el apilamiento de la mineral ha cesado, y durante el enjuague, la acumulación del agua en el sistema de laguna se va a tratar (i.e., detoxificación de cianuro) y se descargará a Quebrada Maricela.

Al cierre, el recubrimiento de la laguna de solución rica también se enjuagará tres veces, s cortará, doblará y enterrará en la base de la laguna. La laguna se aplanará empujando las bermas hacia dentro. El circuito de destrucción de cianuro permanecerá en su lugar hasta que las filtraciones de HLF se puedan liberar directamente al ambiente. Al cierre, el sedimento acumulado en las lagunas se removerá y colocará en la elevación final del tiradero de material residual. Las lagunas para eventos de lluvia corriente debajo de los montones de material residual o material residual permanecerán en su lugar hasta que la vegetación se haya restablecido. Una vez que la vegetación fue establecida, las lagunas para eventos de lluvia serán desmanteladas enjuagando los recubrimientos y enterrándolos en la base de la laguna. La laguna se aplanará empujando las bermas hacia adentro. La laguna corriente abajo de HLF permanecerá en operación hasta que la filtración de HLF se considere adecuada para su descarga directa al ambiente. La laguna se vaciará y aplanará gradualmente empujando las bermas hacia dentro. Los recubrimientos de la laguna HLF se enjuagará tres veces, se cortará, doblará y enterrará en la base de la laguna. Las áreas afectadas también se reforestarán al momento con respecto a las bermas de la laguna o estanque.

Tanto para HLF como para los montones de material residual se han diseñado canales de derivación de agua de tormenta permanente con el fin de capturar adecuadamente y transmitir el escurrimiento generado por un caso de tormenta de 24 horas cada 25 años. Estos canales de derivación permanecerán en su lugar al cierre de la mina.

Después del cierre se requerirá el monitoreo para la estabilidad física y química y continuará en base regular hasta que el monitoreo de calidad de agua indique que el escurrimiento de las áreas afectadas del sitio se pueden liberar directamente al ambiente receptor. El programa de monitoreo se realizará por 5 años al menos después de que se hayan terminado las actividades de cierre.

La meta primaria del programa de remediación del sitio de la mina es controlar la erosión y asegurar la estabilidad física y acelerar el desarrollo de la cubierta de vegetación auto sustentable nativa. Las actividades de reforestación se realizarán en las principales áreas que va a afectar el Proyecto (e.g. sitio de la planta, tiradero de material residual, HLF, caminos). Las especies nativas se usarán para la reforestación. La mezcla o mezclas de especies para la reforestación del sitio se determinarán mediante pruebas que se realizarán en el sitio durante las operaciones, con el fin de ayudar al éxito de la reforestación al cierre. Basándose en la reforestación de áreas previamente afectadas en el sitio del Proyecto, se espera que ocurra la reforestación natural en varios años. El monitoreo anual de áreas que han sido reforestadas también se realizará después del cierre de la mina.

1.20 Costo de capital y de operación

El gasto de capital de pre-producción requerida para el Proyecto Cerro Quema se resume en las Tablas 1-4 and 1-5. Estos costos se basan en el diseño descrito en este estudio y se considera que tienen una precisión de +/-25%. El alcance de estos costos incluye todo el equipo de minería, instalaciones de proceso y la infraestructura para el proyecto.

Los costos presentados han sido estimados principalmente por Golder Associates Inc., KCA and P&E

Los costos de capital del proyecto se resumen como sigue.

TABLA 1-4 RESUMEN DE COSTO DE CAPITAL

	Costo, US$ Millones
Capital Inicial / Construcción	117.10
Capital Futuro	13.43
Costos de Cierre	10.38
Valor de Salvamento	6.22
Costo de Capital Total del Proyecto (excluyendo cierre y salvamento)	130.54

TABLA 1-5 RESUMEN DE COSTOS DE CAPITAL DE PRE-PRODUCCIÓN DE MINADO

Costos Directos	**US$ ('000)**
Equipo móvil	$10,134
Caminos para acarreo	$500
Equipo de oficina	$60
Comunicación	$50
Topografía	$50
Varios	$132
Costos Totales Directos	$10,926
Costos Adicionales	
Carga	$507
Contingencia	$572
Pre-Despojo Capitalizado	$4,177
Costos de Propietarios (3 meses)	$985
Total de Costos Adicionales	$6,240

Minado Total	$17,166

Tabla 1-6 Resumen de Costos de Capital Pre-Producción del Proceso por Área ($,000s)

	Costo Total de Abastecimiento	Instalar	Gran Total
Costos Directos Totales de la Planta	**$ 43,415**	**$ 22,225**	**$ 65,640**
Refacciones	$ 1,550		$ 1,550
Sub Total con Refacciones			**$ 67,190**
Contingencias	$ 10,829		$ 10,829
Costos Directos Totales de la Planta con Contingencias			**$ 78,019**
Costos de Campo Indirectos			**$ 6,608**
Rellenos Iniciales			**$ 1,164**
Sub Total Costo de Planta antes de EPCM			**$ 85,790**
EPCM			**$ 9,846**
Subtotal Costo de Planta			**$ 95,636**
Costos de Propietarios			**$ 4,301**
Costo de Capital TOTAL de Pre-Producción			**$ 99,937**
Capital de Trabajo (60 días)			**$ 5,105**

En la siguiente Tabla se presenta un resumen del capital sustentable y costos de remediación de Cerro Quema.

TABLA 1-7 COSTOS DE CAPITAL SUSTENTABLES DEL PROYECTO CERRO QUEMA

Proyecto	Total (‘000s)
Plantilla Fase II	$ 7,495
Booster de solución estéril	$ 308
WRD de Chontal Superior	$ 892
Equipo de la mina	$ 1,730
Monitoreo	$ 334
Cierre	$ 10,047
Otros de la mina	$ 732
Camino de acarreo	

Quema/Quemita	
Tambor de aglomeración	$ 1,744
Remover/Instalar banda transportadora	$ 360
Impuestos, equipo de la mina	$ 172
Total	$ 23,814

En la siguiente tabla se presenta un resumen de los costos de operación de Cerro Quema.

TABLA 1-8 COSTO DE OPERACIÓN PROMEDIO DEL PROYECTO CERRO QUEMA

Descripción	Costo de Operación
Mina (Flotilla del propietario)	$3.30
Proceso (promedio)	$4.40
G y A del sitio	$0.93
Total	$8.63

En la Sección 21 se pueden encontrar detalles de estos costos.

1.21 Análisis Económico

El Proyecto Cerro Quema tiene una vida de 5.3 años. La tasa interna de retorno del Proyecto (IRR) se estima en 33.7%, el período de recuperación es 2.2 años y el valor presente neto (NPV), a un 5% de tasa de descuento, es $110M.

1.22 Propiedades Adyacentes

Actualmente no hay propiedades adyacentes al Proyecto Cerro Quema de Pershimco.

1.23 Otros Datos e Información Relevantes

1.23.1 Diseño Geotécnico

- Los análisis de la estabilidad de la pendiente se realizaron para los tajos abiertos La Pava y Quema-Quemita para apoyar las recomendaciones de diseño de pendiente. Los resultados indican que las pendientes del tajo son estables para la configuración de la pendiente recomendada.
- En el Patio de Lixiviación en Montones Maricela (HLF) proporcionar criterios de diseño mínimos para el diseño civil de los resultados de HLF. Los resultados indican que HLF es geotécnicamente estable bajo condiciones de carga estática y sísmica.
- En el Vertedero de Material residual Chontal Superior (WRD) se realizó un análisis de estabilidad con fin de proporcionar criterios de diseño mínimos para el diseño civil del WRD. Los resultados indican que WRD es geotécnicamente estable bajo condiciones de carga estática y sísmica.
- Para HLF y WRD se realizó un análisis hidrológico para estimar el escurrimiento de agua superficial generado por un evento de tormenta de 24 horas, 25 años, que cae en áreas de captura corriente arriba de HLF y WRD. Los canales de desviación permanentes de agua

de lluvia se diseñaron para ambas instalaciones con el fin de capturar adecuadamente y dirigir el escurrimiento.

- No se han desarrollado pozos o piezómetros en las áreas Tajos La Pava y Quema-Quemita, HLF o WRD para indicar la elevación del nivel de aguas subterráneas locales.

1.23.2 Implementación Del Proyecto

El programa del proyecto está planeado para coincidir con los permisos y la estación seca en Panamá. En la siguiente tabla se resumen los principales hitos del proyecto:

TABLA 1-9 PRINCIPALES HITOS DEL PROYECTO

Hito	Arranque	Terminación
Estudio ESIA	1 de marzo de 2014	31 de octubre de 2014
Permisos ANAM – ESIA	1 de octubre de 2014	30 de septiembre de 2015
Ingeniería detallada	1 de enero de 2015	30 de septiembre de 2015
Construcción	1 de octubre de 2015	1 de diciembre de 2016
Puesta en marcha de la mina	1 de septiembre de 2016	30 de septiembre de 2016
Apilar mineral en la plantilla	1 de octubre de 2016	
Puesta en marcha del proceso	1 de octubre de 2016	31 de diciembre de 2016
Primer vaciado		31 de diciembre de 2016

1.23.3 Oportunidades y Riesgos

- Existe un potencial considerable para encontrar zonas adicionales de mineralización de óxidos de oro junto con la tendencia de alteración que hospeda los yacimientos La Pava, Quemita-Quema y La Mesita.
- Los recursos sulfurosos se estimaron debajo de las zonas de óxidos en La Pava y Quema/Quemita (Tabla 14.7 Resumen de los Recursos Minerales en el Tajo Cerro Quema). El material sulfídico representa una oportunidad significativa para una operación futura de minado de oro y cobre y un concentrador.
- Una revisión más detallada del programa de la mina puede posiblemente mejorar la cantidad de relleno posible. El relleno tiene el beneficio de necesitar acarreos más cortos, que podrían mejorar la productividad del equipo y bajar los costos.
- Los riesgos que pudieran resultar en la falla en lograr los ángulos de la pendiente del tajo inter-rampa usados para desarrollar el plan de la mina incluyen zonas en conflicto con una intensa alteración de arcilla sin silicificación, estructuras principales que podrían formar grandes planos de cizalla y deslizamiento de cuña y zonas de persistentes uniones con inclinación de baja a moderada que resulta en fallas de bancos sobre una porción significativa del tajo.
- Las oportunidades para lograr pendientes de tajo más abruptas requieren de zonas consistentes en conflicto de masa rocosa menos fracturada en las pendientes de los tajos donde sea posible formar pendientes con cara de banco abrupta (70 grados o más) mediante voladura controlada y la capacidad para lograr triples banqueos (dejar un banco de captura cada 15 m).
- En roca menos fracturada, pudiera ser posible elevar las pendientes a 45 grados y si es posible el triple banqueo sería posible elevar las pendientes inter-rampas a 49 grados. La

práctica de minado de alta calidad, particularmente voladura, se requerirá para lograr cualquiera de estas oportunidades.

- La plata está presente en la mineral La Pava y Quema/Quemita. La recuperación en el campo de plata se estima en 12% basándose en ensayes que pudieran obtenerse de datos de pruebas metalúrgicas. Usando un precio para la plata de $14 por onza, la plata representa una fuente potencial de ganancias de $2.7 millones.
- Los gastos de operación asumen que vamos a usar guijarros de cal para el control de pH. Se usará un alimentador de cemento de emergencia para proporcionar cemento, además de cal, en caso de que se alimente arcilla a la quebradora de manera no planeada. Se estima que el cemento (a granel) cueste $0.243 por kg entregado. EL material de arcilla va a requerir 10 kg cemento/t mineral o $2.425 por tonelada quebrada. Esto aumentará el costo de operación por $1.910/t.
- El plan de minado permite que el material de arcilla se apile y se haga campaña durante seis años; si esto no se sigue se tendrá que aglomerar la mineral. La instalación de un tambor de aglomeración no está planeada hasta el año cinco. Si el material requiere aglomeración, la única alternativa será confiar en aglomeración de banda hasta que se pueda comprar un tambor e instalarse.

1.23.4 Permisos

Una evaluación ambiental y permisos ya están en marcha para la operación de lixiviación continua en tanques propuesta previamente. Sin embargo, ya que el proyecto actual utilizará métodos de procesamiento de montones, tendrá que entregarse una evaluación ambiental y permisos que reflejen el nuevo diseño del proyecto los cuales deben estar aprobados por el gobierno panameño.

1.24 Conclusiones

Actualmente el Proyecto Cerro Quema está planeado para lixiviación en montones de mineral quebrada por una cantidad de 10,000 tpd la que durará 5.3 años. La mineral se quebrará, amontonará en una pila y se lixiviará con una solución diluida de cianuro de sodio. El oro lixiviado se recuperará en una planta de recuperación de carbón y se vaciará en forma de doré en el sitio.

Actualmente la flota de minado está planeada pare que sea conseguida y operada por el propietario. La flota incluirá una perforadora, excavadoras, cargadores, camiones de acarreo y equipo de apoyo.

El Proyecto Cerro Quema es rentable y producirá 417,819 onzas de oro. El costo efectivo promedio de Cerro Quema es $402 por onza. El proyecto tiene un IRR de 33.7% y un NPV de$110M a una tasa de descuento de 5%.

1.25 Recomendaciones

1.25.1 Geología y Recursos

- Exploración adicional y ampliación de perforación para extender las mineralizaciones conocidas y delinear recursos adicionales.

1.25.2 Minado

- Realizar un reconocimiento de campo para las ubicaciones alternas de acarreo
- Examinar posibles sitios alternos de tiradero de material residual o roca estéril
- Realice una evaluación más detallada para la colocación de instalaciones de almacenamiento de explosivos, en lo que respecta a la infraestructura del sitio.
- Se debe considerar examinar aún más el contrato de servicios de perforación y voladura
- Realizar investigaciones geotécnicas adicionales para confirmar los parámetros de diseño de pendiente del tajo.

1.25.3 Procesamiento de Mineral

Las pruebas metalúrgicas descritas más adelante costarán entre $250,000 y $280,000.

1.25.3.1 Plan Existente de la Mina

- Las pruebas de confirmación de lixiviación en columna deben realizarse en el testigo de La Pava y Quema-Quemita al tamaño de quebrado seleccionado. El material debe mezclarse de acuerdo con la alteración (Sílice, Sílice-Arcilla y Arcilla) a las tasas esperadas para los Años 1 al 5 y Año 6.
- Se debe realizar un programa de prueba realizado sobre testigo quebrado con el fin de determinar la permeabilidad, mezclarlo para igualar la mezcla promedio de alteraciones en los Años 1 al 5, a una presión equivalente de 80 m.
- Se debe realizar un programa de pruebas sobre un testigo quebrado de la alteración pura de arcilla con el fin de determinar la permeabilidad versus la dosis de cemento. Esto ayudará a Pershimco a prepararse para el año final cuando se haga la campaña de Arcilla.
- Pershimco debe considerar la realización de pruebas metalúrgicas a tamaños más gruesos de quebrado con el fin de determinar si se puede realizar por si solo el Quebrado Primario. Esto pudiera hacerse sobre muestras a granel.

1.25.3.2 Pruebas Metalúrgicas, Plan Alterno de la Mina

- Pershimco debería considerar mezclar arcilla durante la vida de la mina, eliminando los montones de arcilla. Las pruebas de lixiviación en columna deben realizarse en testigo de La Pava y Quema-Quemita mezcladas por alteración para igualar este plan de mina.
- Se debe realizar un programa de prueba sobre testigo quebrado con el fin de determinar la permeabilidad, mezclado para igualar la mezcla promedio de alteraciones durante la vida de la mina, a una presión equivalente de 80 m.

1.25.3.3 Enjuague

- Las pruebas de laboratorio deben realizarse para verificar los requerimientos de enjuague el montón Cerro Quema.

1.25.4 Consideraciones Geotécnicas, Agua y Cierre

- Se recomienda realizar la investigación geotécnica de campo y los programas de prueba de laboratorio que se recomiendan para facilitar la factibilidad y diseño detallado de HLF y WRD. Condiciones sub-superficiales deben caracterizarse con suficiente detalle para proporcionar un alto nivel de confianza en la estratigrafía, agua subterráneo, estructura y trayectorias preferenciales de flujo en los primero 30 metros de la sub-superficie para satisfacer estándares de práctica para el diseño de instalaciones de lixiviación en montones.
- Se debe dar más consideración a la reevaluación del valor PGA apropiado para la factibilidad y diseño final debido al registro histórico de fuertes sacudimientos por terremotos, la ubicación de fallas mayores conocidas dentro de una distancia de 40 km del Proyecto Cerro Quema.
- Se debe dar más consideración a la evaluación de las condiciones hidrogeológicas que existen en el Proyecto Cerro Quema específicamente en los alrededores de los sitios HLF Maricela y WRD Chontal Superior.
- Se debe considerar el monitoreo de flujos de arroyos existentes para medir el transporte de sedimento en arroyos existentes. Esto proporcionará información valiosa para diseñar estructuras de control de sedimentos corriente debajo de las mejoras propuestas.
- La precipitación adicional específica al sitio y mediciones de evaporación deben recolectarse para refinar mejor las predicciones del balance de agua fluida del proceso HLF.
- Se deben realizar más esfuerzos para optimizar la geometría de las instalaciones propuestas.
- Durante la construcción de HLF, y además del equipo de aseguramiento de la calidad de la construcción en el sitio, el ingeniero de registros (Golder Associates Inc.) debe realizar visitas periódicas al sitio para verificar que las técnicas usadas para la construcción y observación estén de acuerdo con el diseño del proyecto y especificaciones técnicas.
- Golder recomienda que se realicen esfuerzos adicionales para desarrollar un plan de remediación factible pero también proactivo para HLF y WRD.

2 Introducción

Pershimco Resources Inc. (Pershimco) preparó este informe el cual refleja la información y datos disponibles con relación a la Propiedad Cerro Quema en Los Santos Provincia de Panamá con fecha efectiva al 1 de noviembre de 2013. Cerro Quema consiste de dos recursos minerales: Quema/Quemita y La Pava, separados por una distancia de aproximadamente 3 km.

Pershimco es una corporación de exploración de recursos con base en Canadá que controla el 100% del Proyecto Cerro Quema, 100% de Courville y otras propiedades de oro en la región Abitibi de Quebec, Canadá, y 100% de varias propiedades de exploración en Chihuahua, México.

Actualmente, los principales bienes e instalaciones asociadas con el Proyecto Cerro Quema son:

- Los yacimientos de plata-oro La Pava y Quema/Quemita;
- La base de datos de perforación, modelos geológicos y modelos de recursos naturales generados desde 1993;
- Edificios e instalaciones del campamento de exploración;
- Acceso mediante carreteras públicas y caminos de grava al tajo abierto propuesto;
- Permisos del Programa de Gestión Ambiental (PAMA).

2.1 Mandato

Pershimco retuvo a Golder Associates Inc., Kappes Cassiday and Associates, y P&E Mining Consultants Inc. para preparar un Informe Técnico independiente sobre el Proyecto Cerro Quema. Este informe documenta los hallazgos de un Estudios de Factibilidad Preliminar para el Proyecto Cerro Quema y es la base para que Pershimco clasifique los recursos de Cerro Quema como una Reserva Mineral.

El Sr. Antoine Yassa, P. Geo., de P&E, una Persona Calificada bajos los términos del NI 43-101 realizó visitas al sitio de la Propiedad el 17 y 18 de enero de 2012 y el 2 de octubre de 2013. El En ese momento, el Sr. Yassa realizó una verificación independiente del programa de muestreo de Pershimco.

El 24 y 25 de septiembre se realizó una visita al sitio por parte de:

- Gene Tortelli, PE de Golder Associates Inc.
- Christopher MacMahon, PE de Golder Associates Inc.
- George Lightwood, PE de Golder Associates Inc.
- Mark Gorman, PE de Kappes, Cassiday and Associates
- Pedro Rosales Valenzuela, Ing. de Kappes, Cassiday and Associates
- Ken Kuchling, M. Eng, P. Eng. de P&E Mining Consultants Inc.

David Brown, M. Sc., P. Geo. de Golder Associates Inc. no visitó el sitio en septiembre de 2013, sino que lo visitó en octubre de 2009.

El Dr. Alan Hull of Golder Associates Inc. realizó una visita al sitio del 7 al 12 de abril de 2014.

El siguiente personal de Pershimco estuvo presente durante la visita al sitio de septiembre de 2013 y fue instrumental en proporcionar información clave de la compañía y del proyecto:

- Pierre Bureau, P. Eng., PMP, Director del Proyecto Cerro Quema
- Loic Bureau, P. Eng., PMP, Gerente de Operaciones de Canadá
- Octavio Choy, Vicepresidente de América Latina

Los representantes de Golder Associates Inc. (Gene Tortelli, Christopher MacMahon, George Lightwood, Dr. Alan Hull y David Brown) son responsables de porciones de las Secciones 1, 2, 7, 17, 24, 25, 26, 27, 28 y de toda la Sección 20.

Los representantes de Kappes Cassiday and Associates son responsables de porciones de las Secciones 1, 2, 3, 17, 18, 21, 22, 24, 25, 26, 27 y 28 y de todas las Secciones 13, 19 y 22.

Los representantes de P&E Mining Consultants Inc. (Richard Sutcliffe, Ken Kuchling, David Burga, Tracy Armstrong, Antoine Yassa, Yungang Wu and Eugene Puritch) son responsables de porciones de las Secciones 1, 2, 3, 7, 18, 21 24, 25, 26, 27 y 28 y de todas las Secciones 4, 5, 6, 8, 9, 10, 11, 12, 14, 15, 16 y 23.

TABLA 2-1 RESPONSABILIDAD POR LAS SECCIONES DE INFORMES

Sección		Responsable QP
1	Resumen	RS, KK, GT, MG, CM
2	Introducción	RS, MG, GT, CM
3	Dependencia en otros expertos	RS, MG
4	Descripción y ubicación de la propiedad	DB, GT, CM
5	Accesibilidad, clima, recursos locales, infraestructura y fisiografía	RS, DB
6	Historial	DB
7	Marco geológico regional y mineralización	RS, AH
8	Tipos de yacimientos	RS
9	Exploración	DB
10	Perforación	DB
11	Preparación de muestras, análisis y seguridad	TA
12	Verificación de datos	TA, AY
13	Procesamiento de minerales y pruebas metalúrgicas	MG
14	Estimados de recursos minerales	YW, EP
15	Estimados de reservas minerales	KK
16	Operaciones mineras	KK
17	Métodos de recuperación	MG, GT, CM
18	Infraestructura del Proyecto	MG, KK, GT, CM
19	Estudios de mercado y contratos	MG
20	Estudios ambientales, permisos e impacto social y comunitario	DB-G
21	Costos de capital y operación	KK, MG
22	Análisis económico	MG
23	Propiedades adyacentes	RS
24	Otros datos e información relevante	KK, RS, MG, GT, CM
25	Interpretaciones y conclusiones	KK, RS, MG, GT, CM
26	Recomendaciones	KK, RS, MG, GT, CM

27	Referencias	KK, RS, MG, GT, CM
28	Declaración de calificaciones	KK, RS, MG, GT, CM

Abreviaciones usadas anterioremente:

Richard Sutcliffe	*RS*	*Antoine Yassa*	*AY*	*David Brown*	*DB-G*
Ken Kuchling	*KK*	*Yungang Wu*	*YW*	*George Lightwood*	*GL*
David Burga	*DB*	*Gene Tortelli*	*GT*	*Christopher MacMahon*	*CM*
Tracy Armstrong	*TA*	*Mark Gorman*	*MG*	*Alan Hull*	*AH*

2.2 Fuentes de Información

Este informe se basa en parte en los informes y mapas técnicos internos de la compañía, informes técnicos del gobierno publicados, artículos científicos publicados, cartas y memorándums de la compañía e información pública listada en la Sección 27 “Referencias” a la conclusión de este informe. Algunas secciones de informes cuya autoría es de otros consultores se han citado de forma resumida en este informe y así se indican en las secciones apropiadas.

2.3 Listado de Abreviaciones

Las unidades de medida utilizadas en este informe generalmente son del sistema métrico. Cuando es necesario también se usan medidas de Estados Unidos y unidades troy. Todas las cantidades monetarias en este reporte están en dólares de Estados Unidos.

Distancias/Velocidad:	mm – milímetro
	cm – centímetro
	m – metro
	km – kilómetro
	km/h – kilómetro por hora
	masl – metros sobre el nivel del mar
Áreas/Tasa de fundente:	m^2 o sqm – metro cuadrado
	ha – hectáreas
	km^2 – kilómetros cuadrados
	$l/h/m^2$ – litros por hora por metro cuadrado
	$m^3/h/m^2$ – metros cúbicos por hora por metro cuadrado
Pesos/Tasas:	oz – onzas troy
	Koz – 1,000 onzas troy
	g – gramos
	kg – kilogramos
	T or t or t_m – ton (1000 kg)
	Kt – 1,000 toneladas
	Mt – 1,000,000 toneladas
	kg/d – kilogramos por día
	g/d – gramos por día
	oz/día – onzas troy por día
Tiempo:	min – minuto

	s o sec – segundo
	h o hr – hora
	op hr – hora de operación
	d – día
	yr – año
Volumen/Flujo:	m^3 o cu m – metro cúbico
	m^3/h – metros cúbicos por hora
	l/min – litros por minuto
	Nm^3/h – metros cúbicos normales por hora
	Am^3/h – metros cúbicos reales por hora
	bv o BV – volumen del lecho volume
	Ensaye/Ley: gpt, g/ t_m, gms/ t_m, gramos por tonelada
	ppm – partes por millón;
	ppb - partes por billón
Otros:	TPD o tpd – toneladas por día
	HLF – Instalación (Plantilla) de Lixiviación en Montones
	kWh – kilowatt por hora
	kWh/ t_m – kilowatt hora por tonelada métrica
	Au – oro
	Ag – plata
	Hg – mercurio
	Cu – cobre
	ID^3 – Distancia al cubo inversa
	NN – vecino más cercano
	AuEq – Au-equivalente
	ABA – contabilidad ácido:base
	WAD CN – cianuro disociable en ácido débil
	NaCN – cianuro de sodio
	US$ o $ - dólar de Estados Unidos
	IRR – Tasa Interna de Retorno
	NPV – Valor Presente Neto
	TSX.V – Bolsa de Valores de Toronto
	PRO – símbolo de Pershimco TSX.V
	Kg/ t_m – kilogramos por tonelada métrica
	kPa – kilopascal
	MPa – megapascal
	mm Hg – mm de mercurio
	˚C – grados centígrados
	kV – kilovoltios
	kVa – potencia, kilovoltio ampere
	MVa – potencia, megavoltio ampere
	MBTUs – millones de unidades térmicas británicas
	MJ/h – millones de joules por hora
	S.G. – gravedad específica
	avg – promedio
	P80 – 80% pasa

P50 – 50% pasa
Relación de aspecto – relación de altura a diámetro del tanque
H:V – razón horizontal a vertical
MW – megawatt
kW – kilowatt
ROM – mineral como sale de la mina
Densidad a granel – t_m/m3, masa dividida entre volumen
WMF – instalación de manejo de residuos (o roca estéril)

3 Dependencia en Otros Expertos

Kappes, Cassiday and Associates, Golder Associates Inc. y P&E Mining Consultants Inc. han asumido y confiado en el hecho de que toda la información y documentos técnicos existentes que se enlistan en la Sección de Referencias del presente Informe son precisas y completas en todos los aspectos materiales. Aún cuando toda la información disponible presentada se revisó cuidadosamente, no se puede dar ninguna garantía en relación a su precisión e integridad. Los autores se reservan el derecho, pero no serán obligados a revisar este Informe ni sus conclusiones si se llega a conocer información adicional posterior a la fecha de este Informe.

Aunque se revisaron copias de la posesión de documentos, licencias operativas, permisos y contratos laborales, no se realizó una verificación independiente de títulos de propiedad y tenencia. P&E no ha verificado la legalidad de cualquier acuerdo(s) subyacente(s) que pueda(n) existir concerniente a las licencias u otros acuerdos entre terceras partes pero confía en que los abogados de los clientes realizaron las debidas y apropiadas diligencias legales. La información sobre la teneduría y permisos se obtuvo de Pershimco.

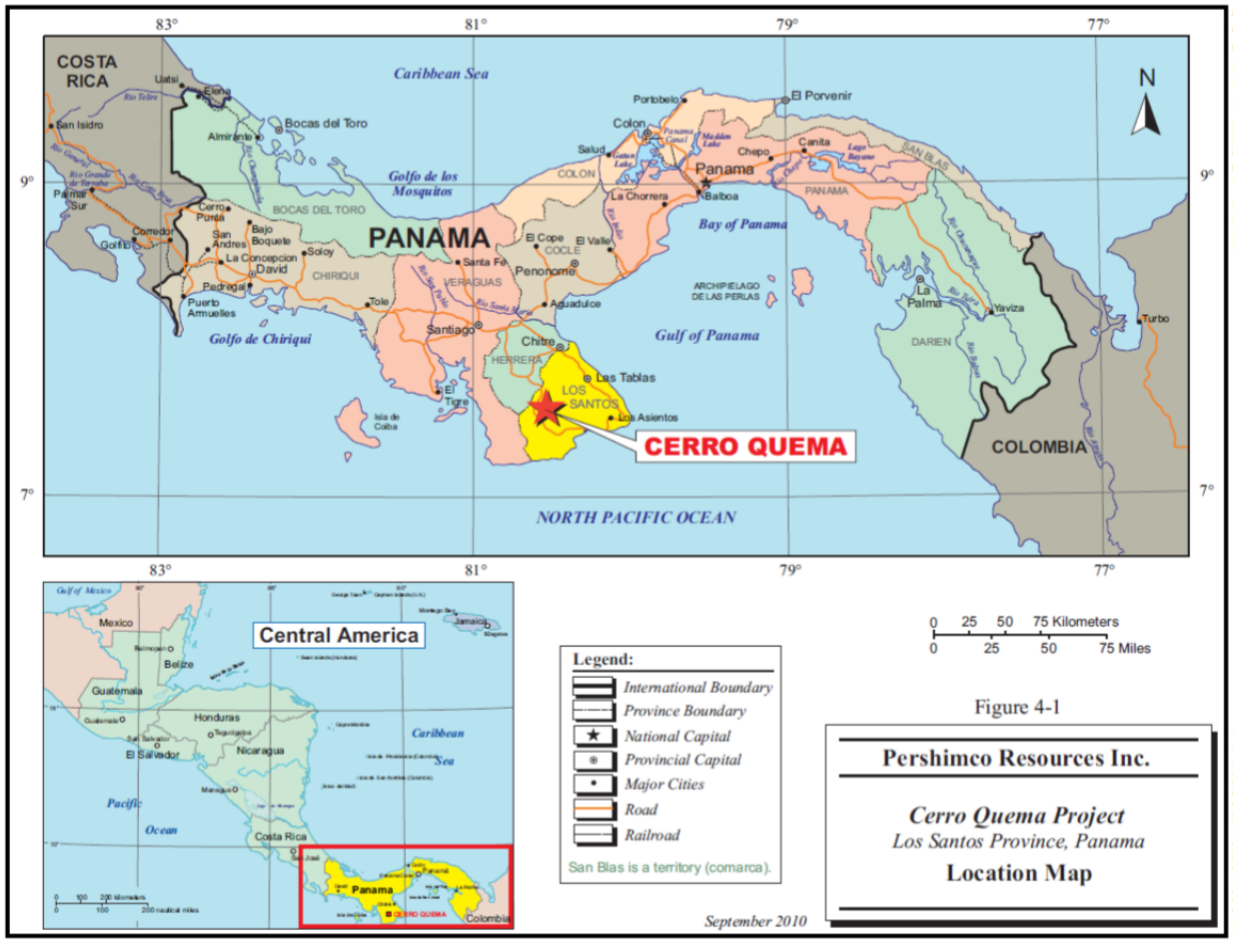
Una copia en borrador del Informe ha sido revisada por errores factuales de Pershimco, Golder, KCA y P&E. Los autores han confiado en el conocimiento histórico y actual que tiene Pershimco sobre la propiedad en este aspecto. Cualquier declaración u opinión manifiesta en este documento ha sido de buena fe y en la creencia de que dichas declaraciones y opiniones no son falsas ni malintencionadas a la fecha del presente Informe.

4 Descripción y Ubicación de la Propiedad

4.1 Descripción de la Propiedad

El Proyecto de Cerro Quema se localiza en la Península Azuero en la Provincia de Los Santos al suroeste de Panamá. El proyecto se localiza aproximadamente 45 km por aire al sur-suroeste de la ciudad de Chitré, desde la ciudad más grande en la Península de Azuero. Chitré se encuentra aproximadamente a 255 km por carretera desde la Ciudad de Panamá y a 150 km aproximadamente por aire, al suroeste de la Ciudad de Panamá. El Proyecto se encuentra en la latitud 7° 33.23' N y la longitud 80° 32.81' W, en las coordenadas UTM (NAD83) 17 550000 al Este y 835000 al Norte. En la Figura 4.1 se muestra la ubicación del Proyecto.

Figura 4.1 Ubicación del Proyecto Cerro Quema



(***Fuente:*** *Informe de Scott Wilson RPA en 2011).*

Simbología: *Frontera internacional, Frontera Provincial, Capital Nacional, Capital Provincial, Principales ciudades, Carretera, Vía Férrea. San Blas es una comarca.*

4.2 Ubicación

La Propiedad de Cerro Quema se compone de tres contratos entre la República de Panamá y MCQ que concede derechos exclusivos para la extracción de minerales como sigue:

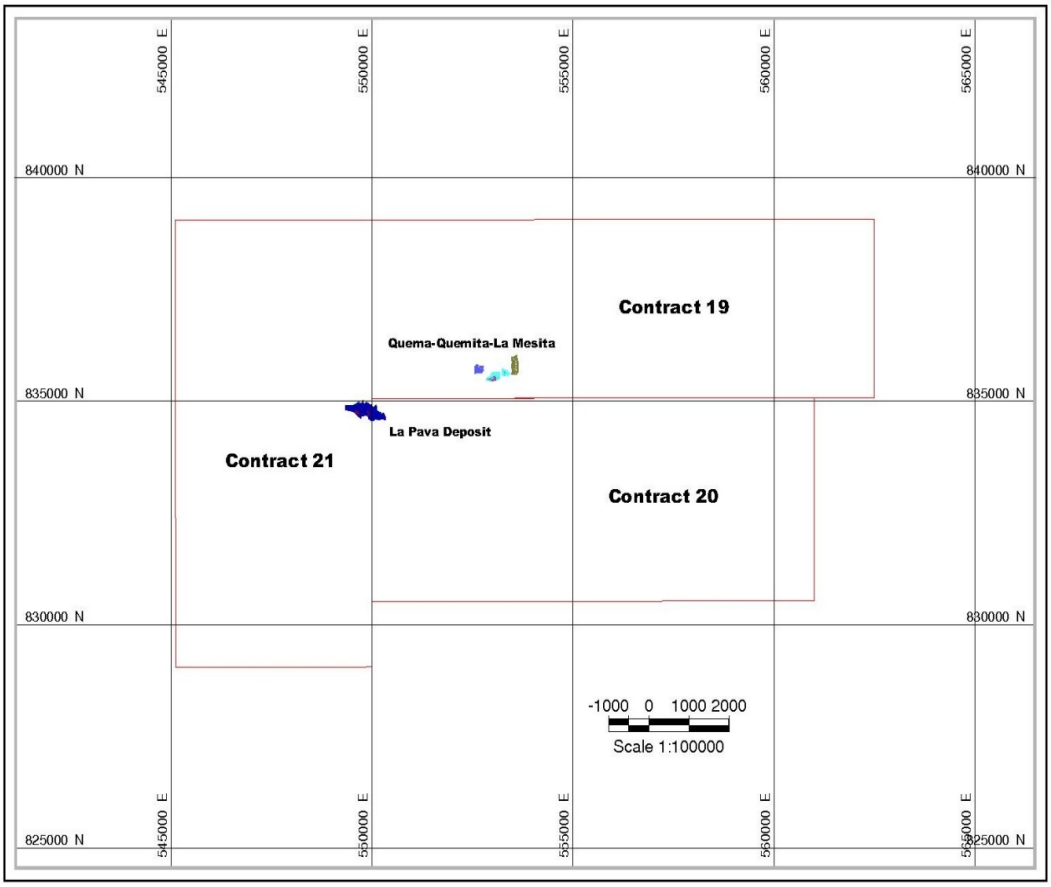
Contrato No. 19, del 26 de febrero de 1997, por los derechos exclusivos para la extracción de minerales metálicos de Clase IV (oro y plata) en 5,000 has. y efectiva a 20 años, identificada en el Directorio Nacional de Recursos Minerales con el símbolo MCQSA-EXTR (oro y plata) 96-63;
Contrato No. 20, del 26 de febrero de 1997, por los derechos exclusivos para la extracción de minerales metálicos de Clase IV (oro y plata) en 5,000 has. y efectiva a 20 años, identificada en el Directorio Nacional de Recursos Minerales con el símbolo MCQSA-EXTR (oro y plata) 96-62;
Contrato 21, del 3 de marzo de 1997, por los derechos exclusivos para la extracción de minerales metálicos de Clase IV (oro y plata) en 4,893 has. y efectiva a 20 años, identificada en el Directorio Nacional de Recursos Minerales con el símbolo MCQSA-EXTR (oro y plata) 96-64.

Las concesiones de explotación arriba citadas son por un total de 14,893 has. Las ubicaciones se describen en la siguiente tabla.

Tabla4-1 Coordenadas Angulares por Latitud y Longitud para Contratos 19, 20, 21

	Latitud	**Longitud**
Contrato 19	7°35’25.94”N	80°32’48.35”W
	7°35’25.94”N	80°26’00.41”W
	7°33’15.80”N	80°26’00.41”W
	7°33’15.80”N	80°32’48.35”W
Contrato 20	7°33’15.80”N	80°32’48.35”W
	7°33’15.80”N	80°26’49.40”W
	7°30’47.91”N	80°26’49.40”W
	7°30’47.91”N	80°32’48.35”W
Contrato 21	7°35’25.94”N	80°35’27.90”W
	7°35’25.94”N	80°32’48.35”W
	7°30’00.28”N	80°32’48.35”W
	7°30’00.28”N	80°35’27.90”W

Figura 4.2 Plano de las Concesiones del Área del Proyecto Cerro Quema en Coordenadas UTM (NAD83)



4.3 Tenencia

El 100% de la propiedad de Pershimco sobre el Proyecto Cerro Quema es ostentado a través de la propiedad de Pershimco sobre MCQ, una corporación establecida bajo las leyes de Panamá. Pershimco proporcionó una carta de fecha 29 de febrero de 2012, escrita por los abogados *Morgan and Morgan, Attorneys at Law*, en su carácter de consejeros panameños de Pershimco, la cual declara que desde el 29 de febrero de 2012 los Contratos 19, 20 y 21 de MCQ siguen en vigor; que MCQ no se ha disuelto y que Pershimco es el propietario de todas las acciones emitidas y por emitir de MCQ. Pershimco también proporcionó documentación de fecha 2 de febrero de 2012 emitida por la Secretaría de Industria de Panamá, la cual indica que los Contratos 19, 20 y 21 eran válidos a partir de esa fecha.

Los contratos de concesión con que cuenta Pershimco a través de la propiedad de MCQ incluyen las siguientes cláusulas:

- El Estado se reserva el derecho a explorar y extraer debajo del área concedida, por sí mismo o mediante concesiones realizadas a terceros, otros recursos naturales, incluyendo minerales diferentes a los concedidos bajo el contrato;

- Se deberá pagar al gobierno un impuesto y regalía prediales contra la producción, conforme al artículo 211 del código de recursos mineros;
- El titular de la concesión debe remitir al gobierno un plan de trabajo con todo detalle cada año, que incluya el costo aproximado;
- El titular de la concesión tiene el derecho a importar equipos, partes y abastecimientos que se vayan a utilizar en cualquier operación minera libres de impuestos de importación y derechos aduanales, excepto combustibles y vehículos que no sea del uso en la operación minera;
- Se debe realizar un fondo de garantía por la suma de 100,000 balboas panameños (pab) (equivalentes a US$100,000) en forma de fianza o depósito ante empresa de seguros, a fin de garantizar el pago de reparaciones por daños causados por actos peligrosos o restauraciones debido al abandono, por cada concesión. El fondo debe permanecer intacto dos años después de haber expirado el contrato para garantizar el cumplimiento;
- Se debe realizar un fondo de garantía por la suma de 15,000 pab a fin de garantizar el cumplimiento con las obligaciones de cada contrato.

Los derechos actuales de Pershimco por extracciones mineras de la Propiedad de Cerro Quema son para oro, plata y cualquier otro metal clasificado como derivado del proceso de la extracción de metales preciosos. Pershimco ha asesorado a P&E que también tiene derechos primarios para la extracción de cobre u otros metales básicos, de acuerdo con los derechos de la Compañía bajo la actual ley panameña. Pershimco también ha asesorado a P&E que ha solicitado los derechos para extraer cobre.

Pershimco anunció la adquisición de la propiedad el 10 de septiembre de 2010, cuando Pershimco llegó a un acuerdo con Central Sun Mining Inc., RNC (Panamá) Ltd., MCQ, Carena Equities Corp., Bellhaven Copper & Oro Inc. y Julio Benedetti para adquirir todos los intereses en el Proyecto Minero de Cerro Quema en manos de la corporación MCQ. Bajo los términos de dicho acuerdo, Pershimco adquirió todos los intereses y obligaciones de MCQ por una consideración total de $6,400,000 (el “Precio de Compra”) (Nota de Prensa de Pershimco del 10 de septiembre de 2010). El 21 de septiembre de 2010, Pershimco recibió la aprobación final de la Bolsa de Valores de Toronto (TSX Venture Exchange) concerniente a la adquisición.

El Precio de Compra fue pagadero de la siguiente forma: (i) el pago de $1,560,000 al cierre; (ii) la emisión de 8,500,000 acciones ordinarias de Pershimco al precio de $0.35, 47% de las cuales están sujetas a un período contractual de no-venta por 24 meses, el cual inicia al momento del cierre y 100% de las cuales están sujetas a un período obligatorio de retención por 4 meses; (iii) la emisión de 4,500,000 garantías que permiten al titular de las mismas comprar una acción ordinaria por $0.45 durante el primer año y aumentar por $0.20 por año durante los subsiguientes 4 años, las garantías y la emisión de las acciones ordinarias por ejercicio de las garantías sujetas al periodo obligatorio de 4 meses de retención; y (iv) el pago durante un lapso de 8 meses que inicio en marzo de 2011 por US$1,800,000 como saldo del Precio de Compra.

Pershimco asesoró a P&E que MCQ tiene actualmente derecho a 1,977 has. incluyendo derechos (de superficie) a la posesión de 467.67 has.

La mayoría de las tierras requeridas para la operación del Proyecto fueron adquiridas. Hay dos propiedades, una adyacente a las instalaciones de lixiviación en montones y la otra adyacente al tajo Quema, cuya obtención está siendo actualmente negociada por Pershimco. Los derechos de propiedad (de la superficie) son controlados por MCQ y no hay títulos de propiedad de la tierra. Mientras existan las concesiones, ningún tercero puede solicitar el título de las propiedades. Los costos *holding* del proyecto actual se estiman en el rango de $1.0 a $1.5 millones por año.

4.4 Regalías

En agosto de 2013, Pershimco reinició la compra de 1.4% de las regalías por retorno neto de fundición (NSR) relacionadas a la producción futura de oro y plata así como una regalía del 2.45% sobre cobre y cualquier otra producción de minerales de las concesiones del proyecto. Un 0.6% de NSR sobre metales preciosos y 1.05% sobre otros metales está pendiente de pago a CEMSA.

Pershimco ha acordado volver a comprar el NSR por un precio de US $2.5 M, pagadero en 18 meses y con una tasa de interés anual del 6%. Los pagos de instalación se definen en la Tabla4.2. Quedan pendientes dos pagos.

Tabla 4-2 Pagos de Instalación por recompra de NSR

Instalación	Pago	Interés
Al firmar	$300,000	--
Febrero 2014	$600,000	$66,000
Agosto 2014	$700,000	$48,000
Febrero 2015	$900,000	$27,000
Total	**$2,500,000**	**$141,000**

Pershimco ha informado a P&E que el Gobierno de Panamá ha retenido un 4% de NSR.

4.5 Medio Ambiente

MCQ ha implementado diversas medidas para reducir el impacto ambiental del Proyecto, que incluyen:

- Construcción de 40 estructuras de disipación para prevenir la erosión;
- Reforestación de 75 hectáreas con 50,000 especies nativas de árboles, frutos y maderas; Adicionalmente, 10 hectáreas fueron plantadas con pinos en áreas recientemente adquiridas, donde el terreno impide el crecimiento de especies nativas;

- Vegetación y reforestación para controlar la erosión eólica en la Quebrada Seca;
- Se segaron 115 kgs. de matorrales en caminos de acceso no utilizados y en la vieja plataforma de barrenado que se dejó en los noventas; y
- Se reforestaron varios arroyos usando 6,000 plantas cubriendo un área de aproximadamente 10 hectáreas.

MCQ presentó un Plan de Administración Ambiental para el proyecto. A principios de 2013, la Autoridad Ambiental Nacional de Panamá aprobó un *addendum* al Plan de Administración Ambiental. Dicho *addendum* incluyó un plan para el desarrollo por etapas múltiples a 5 años para el Proyecto y permite a MCQ procesar hasta 5,000 toneladas por día de minerales óxidos del yacimiento La Pava, incluyendo la extracción de minerales del yacimiento Quema/Quemita. El *addendum* también permite pruebas metalúrgicas adicionales y muestreo en gran volumen.

5 ACCESIBILIDAD, CLIMA, RECURSOS LOCAL, INFRAESTRUCTURA Y FISIOGRAFÍA

La información sobre clima, recursos locales, infraestructura y fisiografía se tomó del estudio de factibilidad realizado por RNC Resources Ltd. y Bikerman Engineering (2002) y del Informe Técnico sobre Cerro Quema (enero 2011) de Scott Wilson RPA NI 43-101 y datos recibidos por MCQ obtenido de una estación meteorológica ubicada cerca del Proyecto Cerro Quema.

5.1 Acceso

El Proyecto Cerro Quema está a 82 km por tierra de Chitré del cual aproximadamente 75 km son de Carretera Nacional pavimentada (Vía Chitré-Macaracas y Vía Macaracas-Tonosi). El Proyecto está ubicado a 7.0 km del camino de asfalto a lo largo de un camino para todo clima desde la carretera pavimentada.

Chitré es el pueblo más cercano con servicio por aire regular. Hay un helipuerto disponible en el campamento para servicios de emergencia.

Los contenedores con cargas de equipo y suministros se pueden embarcar desde el Canal de Panamá al sitio por tierra. Tal vez los camiones de carga de tamaño excesivo requieran de arreglos para circular alrededor de puentes y líneas de energía.

5.2 Clima

La provincia panameña de Los Santos está ubicada en una zona de clima tropical situada entre los océanos Pacífico y Atlántico en la Península Azuero. El clima es tropical con una prolongada temporada de alta humedad entre mediados de mayo y noviembre. Entre diciembre y mediados de mayo el clima es seco y caliente. La mayoría de la precipitación ocurre durante tormentas torrenciales durante la temporada húmeda. La precipitación promedio anual en el sitio del Proyecto Cerro Quema es cerca de 1,850 mm.

Varias estaciones climáticas están ubicadas en el sitio y alrededor de él. Los datos de clima poco frecuentes recolectados de la estación meteorológica en el sitio (estación meteorológica Cerro Quema) empezó en 1994 incluyendo temperatura, lluvia, velocidad de viento y dirección. El juego de datos de clima entre 1994 y el presente no proporciona un juego de datos meteorológicos confiables a largo plazo para su uso directo en diseño.

Existen varias estaciones meteorológicas en la vecindad del Proyecto. Esto incluye las estaciones meteorológicas Santiago, Los Santos Tonosi, La Miel y La Llana. Aunque las estaciones meteorológicas Santiago, Los Santos y Tonosi son las más cercanas al sitio, su precipitación es considerablemente más alta que la precipitación medida que la estación meteorológica Cerro Quema debido a su menor elevación y proximidad a la costa.

Golder Associates Inc. (Golder) realizo un análisis de frecuencias asociadas para determinar la estación meteorológica a largo plazo que se correlacionan más fuertemente con las condiciones

medidas en el sitio del Proyecto Cerro Quema. Los resultados del análisis indicó que la estación meteorológica La Llana proporcionó la correlación más fuerte (R^2=0.97) a condiciones medidas en el sitio. Generalmente, hay un 25 por ciento menos de precipitación mensual en Cerro Quema que la registrada en La Llana. Para este estudio, los datos de precipitación mensual en La Llana se redujeron en un 25 por ciento para usarse como diseño de precipitación mensual. La estación meteorológica ajustada La Llana tiene una precipitación anual de cerca de 1,850 mm.

A la fecha, no hay disponibles tasas de evaporación de bandeja promedio mensuales del sito o de otras estaciones meteorológicas cercanas con escenarios geográficos similares tal como la elevación y distancia de la costa. La fuente más cercana de datos de evaporación adecuados es la estación meteorológica Santiago ubicada aproximadamente a 75 km al noroeste del Proyecto Cerro Quema en el Aeropuerto Rubén Cantú en Santiago, Panamá.

Los datos de evaporación de bandeja medidos en la estación meteorológica Santiago entre 1971 y 1991 se ajustaron para diferencia en elevación de acuerdo con el informe de Viabilidad Ambiental de 1996 de Knight Piésold (KP, 1996a). La tasa usada de evaporación de bandeja promedio anual de la estación meteorológica Santiago es 991 mm.

Las temperaturas del aire promedio mensuales en el sitio Cerro Quema fueron determinadas ajustando los datos de la estación meteorológica Santiago de acuerdo de acuerdo con el informe de Viabilidad Ambiental de 1996 de Knight Piésold (KP, 1996a). Las temperaturas del aire máximas y mínimas promedio mensuales en el sitio usadas para el diseño fueron 28.5°C y 20.4°C. El Atlas Nacional de la República de Panamá indica que la temperatura media anual en el sitio del Proyecto es cerca de 25.5°C (RNC, 2002).

Regionalmente, la velocidad del viento promedia aproximadamente 1.30 km/hr donde los vientos más fuertes son de enero a marzo. La dirección del viento normalmente es de norte a noroeste durante la temporada seca y del oeste durante la época de lluvia. Los datos de viento del sitio indican que el viento se mueve predominantemente del norte-noroeste.

Este Proyecto se puede operar de forma continua. Sin embargo, hay lapsos en que las operaciones pueden experimentar dificultades debido a la precipitación en la temporada de lluvias que es de mayo a noviembre.

5.3 Recursos Locales

Macaracas, Tonosi, Los Santos y Las Tablas son los distritos que se ven afectados más directamente por el Proyecto debido a que son los que están más cerca y la carretera que conecta las cabeceras de los distritos pasa cerca del área del Proyecto. El censo de 2010 reportó que estos distritos tienen poblaciones de 9,021 y 9,787, 23,828 y 27,146, respectivamente. La población en los pueblos de Macaracas, Tonosi y Las Tablas es de 1,768, 1,411 y 8,939, respectivamente.

Los pueblos bajo la influencia inmediata del Proyecto incluyen Río Quema, La Llana, Quebrada Quema y Boca de Quema en el Distrito Tonosi y Río Abajo en el Distrito de Macaracas. Todas estas comunidades son pequeñas villas con excepción de Quebrada Quema y Río Abajo, las cuales son comunidades abandonadas. La población combinada de estas comunidades, de

acuerdo con el censo de 2013, es de 520 personas. La mayoría de la población está formada por inmigrantes a la región de la década de los 40 y 50. Las densidades de población en los subdistritos que incluyen estas comunidades son muy bajas, aproximadamente cinco personas por kilómetro cuadrado. Cincuenta y cuatro por ciento de los residentes locales tienen 20 años de edad o más.

5.4 Infraestructura

MCQ tiene un sitio con el campamento principal y oficinas de administración ubicadas cerca del área del Proyecto. Esto incluye oficinas de administración y geología, instalaciones para hospedaje, cocina e instalaciones recreativas, helipuerto, un área de ubicación de equipo, instalaciones para el acomodo de muestras de geología y almacenamiento, taller e instalaciones de apoyo, todo bajo el control de MCQ.

Existen varios edificios para hospedaje así como un laboratorio de preparación de muestras independiente. Algunos de estos se han expandido para acomodar más personal durante el período de construcción. Se construyó un almacén para los testigos lo que aumentó el trabajo y espacio de almacenamiento en un 300%.

El área del sitio de campamento está conectada a las líneas de abastecimiento eléctrico principal además de tener generadores eléctricos de respaldo. Se requiere un mejoramiento de los sistemas eléctricos existentes para la instalación de equipo de energía de emergencia. Para satisfacer necesidades futuras se modificó el sistema de tratamiento de agua residual se modificó.

Hay suficiente área en la Propiedad para las áreas de almacenamiento de colas, áreas de disposición de residuos, áreas para las plantillas de lixiviación en montones y sitios para plantas de procesamiento potenciales.

5.5 Fisiografía

La elevación de la Propiedad varía de aproximadamente 200 msnm a un máximo de aproximadamente 950 m. Aproximadamente 20% del área tiene pendientes de menos del 55%. Con excepción del camino de acceso al sitio y de los camiones de perforación de exploración, solamente se puede acceder al campo circundante a pie. Gran parte del área circundante se ha deforestado y convertido en pastizales. Las áreas deforestadas están cubiertas por mogotes de zacate, helechos y pequeños árboles diseminados de uno a dos metros de alto. Algunas áreas grandes de bosque persisten junto con alguno de los drenajes y en los valles más abruptos. Menos del 5% del área del Proyecto consiste de exposiciones de roca. La rocosidad es típicamente ligera en los suelos en pendientes de ligeras y moderadas a más abruptas. Normalmente a lo largo de lechos de arroyos activos se encuentran exposiciones más extensas de rocas.

6 HISTORIAL

6.1 Propiedad

La siguiente sección sobre propiedad se encuentra contenida de forma resumida en *RNC Resources Ltd. (RNC), Bikerman Engineering (2002)* y *Scott Wilson RP*A (2011). El Cerro Quema se identificó al inicio como un yacimiento mineral de potencial económico, durante los estudios nacionales realizados con apoyo de las Naciones Unidas a fines de los sesenta. La Compañía de Exploración Minera, S.A. (CEMSA) investigó el área en 1986 y obtuvo la concesión para explorar el Cerro Quema en 1988.

Cyprus Minerals Company (Cyprus) firmó un acuerdo de riesgo compartido con CEMSA en 1990, denominada Cyprus Minera de Panama, S.A. (Cyprus Minera). De 1990 a 1994, Cyprus Minera realizó perforaciones de exploración avanzada sobre mineralización en La Pava, Quema y Quemita. Cyprus Minera se fusionó con Amax Gold Inc. (Amax) en 1993 para formar Cyprus Amax Minerals y formó Minera Cerro Quema S.A. (MCQ), a fin de proceder con los permisos y el desarrollo.

Campbell Resources Inc. (Campbell) adquirió el derecho de primer rechazo sobre el Proyecto de CEMSA y subsecuentemente ejerció dicho derecho cuando Cyprus Minera puso la propiedad a la venta en 1996. Campbell ganó subsecuentemente un 100% de interés en el Proyecto, llevó a cabo un programa de perforación de relleno para definir posteriormente los recursos y completar un Estudio de Factibilidad del Proyecto. Campbell vendió el 100% de sus intereses en el Proyecto a Carena Equities Corporación de Panamá (Carena) en Agosto de 2001.

RNC Resources Ltd. (RNC) firmó un acuerdo con Carena en Enero de 2002 mediante el cual RNC se comprometía a completar un Estudio de Factibilidad financiera sobre el Proyecto de Cerro Quema y poner el Proyecto en marcha productiva por una participación del 50% de dicho proyecto.

En Septiembre 27 de 2007, Bellhaven firmó un acuerdo con Carena para adquirir 40% de intereses en el Proyecto. Posteriormente, el 1° de Noviembre de 2007, Bellhaven firmó un acuerdo definitivo para adquirir el 60% restante de intereses de la Central Sun Mining Inc. (anteriormente denominada Glencairn Gold Corp.). El precio total de compra de la propiedad era de $10.4 millones, equivalente a $23 por onza de oro en las categorías de recurso medidas e indicadas. En ese momento y habiendo completado los pagos, Cerro Quema sería 100% propiedad de Bellhaven, sujeta a un 4% neto de regalías (NSR) del resultado de fundición y un 9% neto de regalías por interés de las utilidades (NPI) a favor de Campbell Resources. Como se informó por Scott Wilson RPA (2011) el 13 de Noviembre de 2008, Bellhaven y Weston Resources Inc. firmaron una carta de intención para que Bellhaven comprase el 9% de regalías NPI. Scott Wilson RPA (2011) también informó que el 2% de NSR sería pagado a CEMSA y 2% de NSR al Gobierno de Panamá. Pershimco informó a P&E que el Gobierno de Panamá ha retenido subsecuentemente un 4% de NSR y Pershimco confirmó posteriormente que la compra del 9% de NPI se completó el 15 de Diciembre de 2008 y que el NPI ya se agotó.

La mayor parte de la tierra requerida para la operación del Proyecto ha sido adquirida y Pershimco se encuentra actualmente en negociaciones para obtener ciertos derechos de superficie adicional para requisitos operacionales. Los derechos de posesión (derechos de la superficie) son controlados por MCQ y no hay título de propiedad de la tierra. Mientras existan las concesiones, ninguna otra parte puede solicitar el título de las propiedades. Un acuerdo de compra entre Carena y RNC para comprar 50% de las acciones pendientes de MCQ fue realizado el 11 de Febrero de 2004. Los costos del *holding* del actual proyecto fueron estimados en el rango de $1.0 a $1.5 millones de dólares por año.

6.2 Historial de Exploraciones

Entre 1990 y 1994, Cyprus y las compañías sucesoras terminaron 4,622.5 metros de perforación con diamante y 17,578.8 metros de perforación con circulación inversa en el Proyecto de Cerro Quema. La cantidad de barrenos y distribución entre el yacimiento La Pava y el resto de la concesión se muestran en la tabla 6.1. Cyprus también completó estudios geoquímicos y geofísicos entre 1990 y 1994. Subsecuentemente en 1996, Campbell perforó con diamante 1,749.6 metros adicionales en el yacimiento La Pava en 1996.

TABLA 6-1 CAMPAÑAS ANTERIORES DE PERFORACIÓN EN EL CERRO QUEMA

Compañía	La Pava				Resto de la Concesión			
	Perf. Circ. Inv.		Perf. Diamante		Perf. Circ. Inv.		Perf. Diamante	
	Ctd. Barrenos	Largo (m)	Ctd. Barrenos	Largo (m)	Ctd. Barrenos	Largo (m)	Ctd. Barrenos	Largo (m)
1990 (Cyprus)			3	298.80				
1991 (Cyprus)	28	1,820.10	2	119.30	11	662.00	2	168.00
1992 (Cyprus)	41	3,271.50	3	324.80	35	2,186.00	0	0
1993 (Cyprus)			11	1,086.30			23	1,289.90
1994 (Cyprus)	80	6,400.70	13	1,180.50	51	3,238.50	7	453.70
1996 (Campbell)			29	1,749.60				
Total	**80**	**6,400.7**	**61**	**4,759.3**	**51**	**3,238.5**	**32**	**1,911.6**

6.3 Historial de Estimados de Recursos y Reservas Minerales

El historial de los estimados de recursos mineros fueron previamente resumidos por Scott Wilson RPA en el informe de Enero 2011 y la información en este Historial es resumen de dicho informe.

6.3.1 Campbell Resources Inc. (Campbell)

El estimado de Campbell lo realizó en 1996 Datamine North America Inc. (Datamine) bajo la supervisión de Wayne Valliant (anteriormente de Campbell) y subsecuentemente con Scott Wilson RPA. Sobres mineralizados fueron correlacionados en base a sílice, pirita, oxidación y ley de oro y se excluyó del estimado la capa de saprolito. Modelos de bloque fueron creados para La Pava y Quema utilizando bloques de 10 m x 10 m x 3 m de alto. La interpolación de ley incorporó distancias y direcciones de búsqueda, consistentes con la variografía. Datamine utilizó la distancia inversa de su vecino más cercano al cubo (ID3), y *kriging* ordinario para interpolación de ley. Se determinó el *kriging* ordinario como el método más apropiado.

Datamine creó tajos optimizados utilizando costos de minería a $1.27 por tonelada, costos de proceso a $2.34 por tonelada (en base a la lixiviación del valle), costos generales y administrativos a $1.58 por tonelada de la mena, $400 la onza de Au, recuperación metalúrgica del 86% y pendientes de tajo variables. Los recursos minerales entre los tajos optimizados se resumen en la tabla 6.2.

TABLA 6-2 HISTORIAL DE RECURSOS MINEROS, DATAMINE 1996(1-4)

Zona	Tons. (t 000s)	Ley (gramos por tonelada de oro)	Contenido Au (onza)
La Pava	5,854	1.19	224,000
Quema	2,919	1.11	104,000
Total	8,773	1.16	328,000

(1) Los recursos minerales no cumplen con NI 43-101.
(2) Los recursos minerales estimados en $400/onzas de oro.
(3) Los recursos minerales estimados en 0.35 gramos por tonelada de oro de ley mínima.
(4) El recurso mineral estimado presupone una densidad del 2.0.

6.4 RNC Resources Ltd.

En 2002, RNC and Bikerman Engineering completó un estudio de factibilidad sobre el yacimiento La Pava. El estudio de factibilidad del 2002 no cumple con NI 43-101 y no debiera considerarse confiable. RNC and Bikerman Engineering revisó y aceptó el modelo de bloques kriged Datamine y re-optimizó el tajo a base de costos mineros a $0.81 por tonelada para la mena y a $0.86 para el tepetate, costos del proceso a $2.92 por tonelada, G&A a $0.68 por tonelada, $325 por onza de oro, 80% de recuperación metalúrgica y 45° de pendiente de tajo. La ley mínima resultante fue de 0.45 gramos por tonelada de oro. Se agregó diez por ciento de dilución a los recursos minerales para la conversión a reservas minerales. Solamente la zona de La Pava fue considerada para el estudio. El estimado de reserva mineral resultó ser de 6.037 millones de toneladas con ley de 1.24 gramos por tonelada de oro, conteniendo 240,000 onzas de oro.

RNC and Bikerman Engineering estimó las reservas minerales en base a un tajo determinado con bancos de 6.0 m, caminos de carga de 18 m de ancho con una ley máxima del 10%, la dilución de minería de 2.0 m a 0.30 gramos por tonelada de oro, y pendientes de tajo en el rango de 40° a

50°. El estimado resultante de reservas minerales probadas y probables fue de 6.037 millones de toneladas de ley 1.236 gramos por tonelada de oro, conteniendo 240,000 onzas de oro. Estas reservas minerales no cumplen con NI 43-101 y no debieran ser consideradas confiables.

En el 2002, Chlumsky, Armbrust and Meyer, LLC (CAM) preparó una auditoría de reservas minerales para RNC. CAM revisó y aceptó el modelo de bloques *kriged* de Datamine y reoptimizó el tajo en base a costos mineros de $0.85 por tonelada y $0.83 por tonelada por mena y tepetate respectivamente, costos de proceso de $2.95 por tonelada, G&A de $0.71 por tonelada $325/onza de oro, 80% de recuperación metalúrgica y pendientes de tajo variables. La ley mínima resultante fue de 0.57 gramos por tonelada de oro. Una tapa de dos metros fue agregada a los recursos minerales para conversión a reservas minerales para un total de 6.344 millones de toneladas, de ley 1.178 gramos por tonelada de oro, conteniendo 240,000 onzas de oro en La Pava.

6.5 Reporte Técnico de Scott Wilson RPA NI 43-101 sobre el Proyecto de Cerro Quema en Panamá

Scott Wilson RPA reportó un estimado de recursos NI 43-101 para el yacimiento de La Pava en Enero de 2011. Scott Wilson RPA revisó el estimado de recursos de 1996 hecho por Datamine para La Pava y en su opinión los parámetros de correlación y modelo de bloques seguían siendo apropiados. Los parámetros para la optimización de tajos a cielo abierto fueron actualizados mediante los estimados actuales de costos operativos de la densidad volumétrica, recuperación metalúrgica y precio del oro. Los recursos minerales dentro del modelo optimizado de La Pava se clasificaron como Recursos Minerales Indicados, en base al espacio entre barrenos. Scott Wilson RPA utilizó una ley mínima de 0.35 g/t. El estimado del recurso mineral de 1996 para el yacimiento de Quema no se revisó y este recurso sigue siendo el estimado del historial.

TABLA 6-3 RESUMEN DE RECURSOS MINERALES INDEXADOS POR SCOTT WILSON RPA (FECHA EFECTIVA AL 1° DE DICIEMBRE DE 2010) YACIMIENTO LA PAVA

Ley mínima (gramos por tonelada de oro)	Tons. (t x 1000)	Ley (gramos por tonelada de oro)	Contenido de Oro (onzas de oro x 1000)
0.00	9,084	0.92	269
0.17	8,462	0.98	267
0.20	8,339	0.99	265
0.30	7,610	1.06	259
0.35	**7,231**	**1.10**	**256**
0.45	6,453	1.19	247
0.50	6,093	1.23	241

(1) Se siguieron las definiciones de CIM para los recursos minerales.
(2) Los recursos minerales se estiman en una ley mínima de 0.35 gramos de oro por tonelada.
(3) Los recursos minerales se estiman a un precio oro de $1,125 por onza.
(4) La recuperación metalúrgica es del 90%.
(5) Se utilizó una densidad de 2.1 toneladas por m^3.
(6) No se necesitó considerar un espesor mínimo debido a la geometría de los yacimientos.
(7) No se pueden agregar de forma exacta ni columnas ni filas, debido al redondeo.

Scott Wilson RPA estimó el recurso utilizando leyes mínimas, pero recomendó estudios posteriores sobre este tema antes de proceder a trabajos de prefactibilidad y estimados de las reservas. Scott Wilson RPA apoyó la metodología anterior de Datamine para hacer compuestos de muestras de barrenos y utilizó compuestos de barrenos realizados a tres metros en promedio de profundidad. Las dimensiones de los bloques fueron de 10 m x 10 m x 6 m. Scott Wilson RPA consideró que el *kriging* ordinario era el método más apropiado de interpolación de ley.

Scott Wilson RPA utilizó software de Whittle para probar la condición del Yacimiento La Pava, teniendo un prospecto razonable para extracción económica. Los parámetros de optimización de tajos a cielo abierto utilizaron costos operativos de $13.06 por tonelada, 4.0% de NSR, costos de refinado de $4.00 por onza, recuperación de la planta del 90%, y un precio de oro de $1,125 por onza. Los resultados brindaron una ley mínima interna de 0.17 gramos por tonelada de oro y una ley mínima en compensación de 0.25 gramos por tonelada de oro. Scott Wilson RPA recomendó reportar los recursos minerales para el proyecto a una ley mínima de 0.35 gramos por tonelada de oro, dada la probable recuperación metalúrgica a tan bajos niveles de ley.

El informe técnico de Scott Wilson RPA de 2011 revisó el estudio de factibilidad de RNC and Bikerman Engineering, (2002) sobre el Yacimiento La Pava. Se advierte al lector que el estudio de RNC and Bikerman Engineering (2002) no cumple con los requisitos de la norma NI 43-101 y no debiera confiarse en el mismo.

El estudio de RNC and Bikerman Engineering propuso que el yacimiento La Pava fuese explotado por métodos de minería convencional, con tajos a cielo abierto. La típica secuencia minera incluirá barrenado con voladura y bancos de seis metros, voladura, carga de la mena y tepetate por cargadores en camiones articulados para desechos. Se propuso principalmente equipo de menor tamaño, debido a los controles estructurales en los contactos de la mena y de los desechos y la cantidad de precipitación que se haya presentado. Se propuso que el material de la mena fuese remolcado a un compresor principal y luego transportado a tanques de lixiviación en cubos por medio de un transporte terrestre.

Scott Wilson RPA recomendó que Pershimco evaluase el uso de acarreo por remolque del material mineralizado hasta el molino en vez de usar un transporte terrestre. Scott Wilson RPA también recomendó que el costo del desagüe de tajos a cielo abierto fuese evaluado para determinar cuánto impacto representaría el desagüe de aguas meteóricas en el costo operativo.

El estimado de los recursos minerales disponibles para minería utilizado para el diseño de la mina propuesta presupuso una recuperación minera del 100%. Aunque el 100% de recuperación minera no es probable, Scott Wilson RPA reconoce que un alto porcentaje de recuperación es posible (+95%) debido al ancho y uniformidad de las zonas mineralizadas y al método minero utilizado. Se estimó la dilución minera agregando una tapa de 2 metros alrededor de los recursos minerales con ley mínima de 0.569 gramos por tonelada de oro. La ley promedio del material diluyéndose dentro de la concha de 2 metros, se agrega a 0.30 gramos por tonelada de oro. Los 2 metros de dilución externa ascienden a 7.8% del tonelaje. Se incluye dilución adicional en el proceso de modelaje. Los bloques que cubren el margen del alambrado tienen una ley de peso promedio, que incluye las toneladas de material mineralizado dentro del bloque y las toneladas de material de desecho fuera del alambrado de 0.0 gramos por tonelada de oro. Este proceso

diluye la ley de los bloques de 10 m x 10 m x 3 m que cubren el alambrado. Scott Wilson RPA cree que los métodos utilizados para estimar la dilución y la recuperación minera son razonables.

El informe de Scott Wilson RPA evalúa el proceso de lixiviado INNOVAT o ECO-VAT desarrollado en los noventas para lixiviación en cubos de menas portadoras de oro. La hoja global de cálculo para Cerro Quema, como lo propone el INNOVAT (2009), se resume en el informe de Scott Wilson RPA (2011). La mena se somete a la molienda primaria en el tajo y se transporta a una planta de molienda en el área de procesos, donde pasa por tres etapas de molienda para lograr un tamaño final de 80% pasando 6.5 mm y es transportada a un montón vivo de 5,000 tons. El circuito es también capaz de moler y transportar desechos a un área de eliminación de desechos. El montón alimenta 2 transportadores al equipo de lixiviado continuo por bloques (CVL), donde se hace fluido, se lixivia y remedia por una rueda de cubetas. La solución se recupera por un sistema de sobreflujo, se envía a un espesador para eliminación de lodos y luego se procesa en una planta de Adsorción, Desorción, Recuperación (ADR) mediante el uso de columnas de carbón, el proceso Zadra de desorción, recuperación electrolítica y refinado para recuperar el oro de las soluciones. Los sólidos esencialmente remediados en seco (menos de 15% de humedad) de la rueda de cubetas, se mezclan con tepetate y se envían al área de almacenamiento de desechos. No hay almacenaje separado de relaves, ya que el material del espesante CVL corriente abajo será mezclado con el tepetate. En opinión de Scott Wilson RPA, aunque se presupone que no será necesaria una instalación por separado para almacenamiento de relaves, los pasos mitigantes al respecto necesitarán estar en su sitio para maximizar los sólidos y contener la solución. En opinión de Scott Wilson RPA, el proceso continuo de lixiviación que se propone, tiene potencial para desarrollarse bien en esta aplicación, pese a que sería la primera aplicación de alto tonelaje de la tecnología.

Scott Wilson RPA (2011) revisó los costos del capital de la pre-producción en base al estudio de RNC and Bikerman Engineering (2002) para un caso de 5,000 toneladas por día y el estudio de INNOVAT (2009). Scott Wilson RPA (2011) estimó costos totales de $33.009 millones incluyendo $2.500 millones para la mina, $28.159 millones para la planta de procesos y $2.350 millones para gastos administrativos y generales. El análisis económico en el informe de Scott Wilson RPA (2011) se basó en minería por contrato. El capital de la mina de $0.5 millones fue asignado a la construcción de carreteras, vehículos del personal, equipo para estudios, computadoras y otros equipos menores. Cualquier otro capital para la minería se supone que es parte de los costos del contratista y de los costos operativos de la unidad.

El costo de remediación en el informe de Scott Wilson RPA se basa en un estimado de Golder, de $2.97 millones. Este monto se aumentó a $3.39 millones en el flujo de caja, dada la cantidad de recursos evaluados en el flujo de caja. El estimado de Golder se basó en aproximadamente 6.30 millones de toneladas y el flujo de caja se evaluó aproximadamente en 7.23 millones de toneladas de recursos de las áreas de recursos de La Pava y Quema.

Los costos operativos estimados por Scott Wilson RPA (2011) para la operación de 5,000 toneladas por día fueron de $7.65 por tonelada en base a $2.24 por tonelada de minería, $3.71 por tonelada de procesos y $1.70 por tonelada de G&A.

Scott Wilson RPA (2011) estimó las proyecciones del flujo de caja antes de impuestos desde la vida de la mina, el itinerario de la producción y capital hasta sus costos operativos para un caso de 5,000 toneladas por día. Los datos económicos del caso de 5,000 toneladas por día se basaron en los siguientes criterios clave: 5,000 toneladas por día de minería de un tajo a cielo abierto (aproximadamente 1.8 millones de toneladas por año); 90% de recuperación del molino (sin evaluación de plata y una reducción de onzas por oro arrastrado en el circuito del molino); oro en una refinería pagadero al 99.965%; recursos minerales basados en conos flotantes de Whittle® que utilizaron un precio de metal áureo de $1,125 por onza; precio de metal áureo de $1,125 por onza usado en el flujo de caja; el Retorno Neto de Fundición (NSR) incluye refinado doré, transporte y costos de seguro; el ingreso reconocido al momento de la producción; el período de la pre-producción de 2011 a 2013 inclusive; flujos de caja antes de impuestos; costos de capital es de $33.0 millones excluyendo la remediación; y el costo operativo total de $10.47 por tonelada procesada y el costo en efectivo de $328 por onza producida de oro. En una base aislada, el flujo de caja bruto antes de impuestos, suma $139.5 millones por toda la vida de la mina y el resultado positivo simple ocurre en menos de 12 meses desde el inicio de la producción.

Scott Wilson RPA (2011) considera que el impuesto preliminar NPV, a una tasa de descuento del 12% es de $65.5 millones y el IRR es del 69%. Scott Wilson RPA (2011) consideró que los riesgos clave incluyen precio del oro, ley de cabeza, recuperación de la molienda, costos operativos y riesgos de capital previos a la producción.

No ha habido producción del Proyecto Cerro Quema.

7 CARACTERISTICAS GEOLÓGICO REGIONAL Y MINERALIZACIÓN

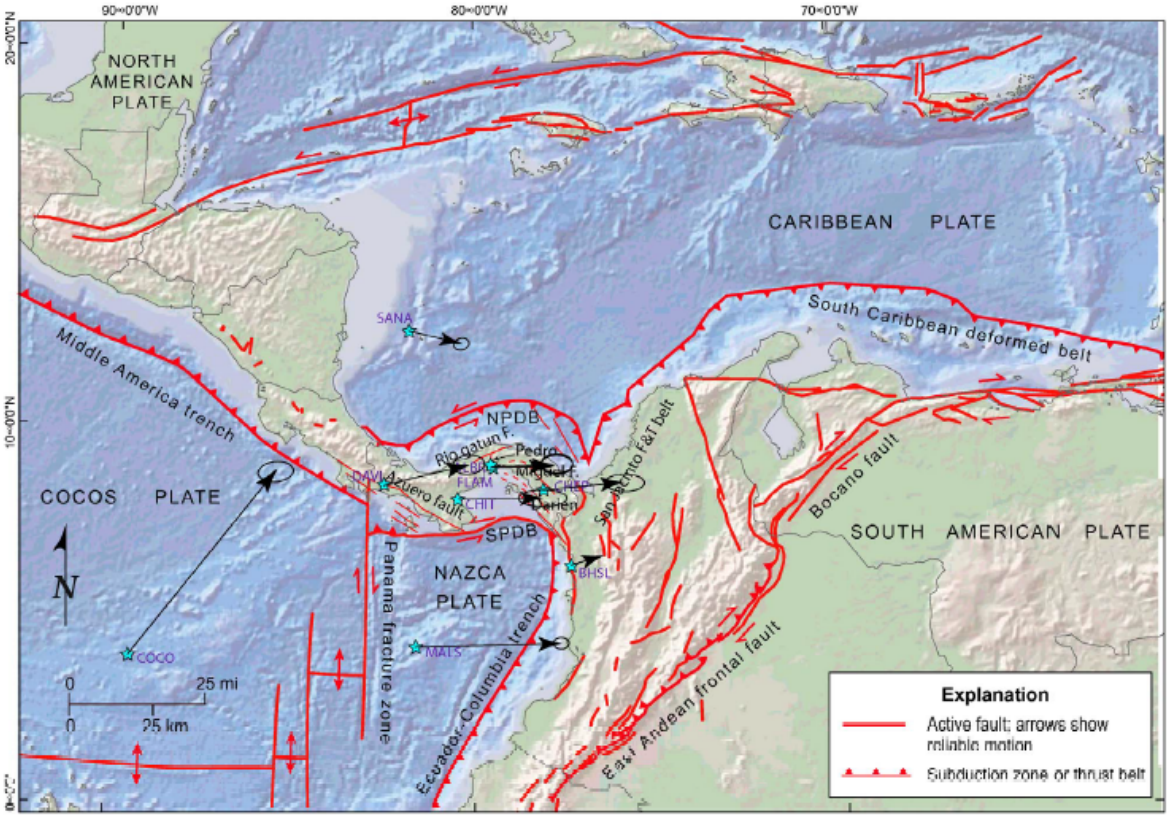
7.1 Configuración Placas Tectónicas

La Propiedad Cerro Quema de Pershimco está ubicada en la Península Azuero, Panamá, dentro de un arco magmático-volcánico antiguo que se desarrolló durante los períodos Cretácico-Paleógeno hace cerca de 75 millones a 40 millones de años (Ma). La actual Panamá se considera parte de una microplaca tectónica que ocupa la intersección de las placas del Caribe, Sudamérica, Cocos y Nazca (Figura 1). La microplaca Panamá generalmente se considera como un bloque rígido que alguna vez fue parte de la Placa del Caribe, pero su velocidad actual más alta y hacia el este (Trenkamp et al. 2002) la distingue de la Placa del Caribe. La frontera suroeste de la microplaca de Panamá se caracteriza por la subducción oblicua de la placa oceánica Cocos debajo de la parte oeste de la micloplaca de Panamá. La frontera de la microplaca Panamá - Nazca está marcada por la Zona de Falla Panamá Sureste – un predominantemente margen de transformación que se acomoda con un movimiento relativo con la placa Nazca. Estos movimientos relativos ocasionan la subducción de la placa Nazca debajo de Sudamérica a lo largo del foso Ecuador Colombiano. Al norte, la frontera de la microplaca Panamá incluye la banda deformada Panamá Norte donde la placa del Caribe está oblicuamente empujada detrás de Panamá. Las fronteras este y oeste de la microplaca de Panamá no están bien definidos (Figura 1).

Rockwell et al. (2010) argumentan que la microplaca Panamá no es un bloque rígido. En su lugar, argumentan que está experimentando una deformación interna significativa como lo muestra la presencia de fallas activas sísmicamente grandes y de alta tasa de deslizamiento (> 5 mm/año), tal como las fallas Limón y Pedro Miguel cerca del Canal de Panamá (Rockwell et al. 2010a). Rockwell et al. (2010) proponen un modelo de bloques para Panamá con fallas grandes delimitadas por bloques que acomodan la contracción este-oeste y la deflexión hacia el norte del arco de Panamá. Pruebas más recientes con el sistema de posicionamiento global (GPS) de su modelo, por parte de Bennett et al. (2014), no pudieron reproducir las altas tasas de deslizamiento de la fallas estimadas de estudios paleosísmicos hechos por Rockwell et al. (2010a).

En general, sin embargo, actualmente las velocidades de placas de acuerdo con la interpretación de mediciones de GPS y datos paleosísmicos muestran convergencia consistente hacia el este de Panamá hacia Sudamérica (e.g. Trenkamp et al 2002). Las velocidades de las placas aumentan hacia el este de tasas de cerca de 10 a 15 mm/año en Nicaragua a 30 mm/año en el centro de Panamá, la costa de Colombia y Ecuador. Sin embargo, la cantidad de doblamiento y deformación interna de la microplaca de Panamá sigue siendo controvertida.

Figura 7.1 Modelo de placa tectónica del noroeste de Sudamérica y Panamá que muestra placas tectónicas principales, estructuras tectónicas regionales y velocidades actuales



7.2 Geología Regional

La Península Azuero es una característica topográfica principal en la costa suroeste (Pacífico) de Panamá. Las rocas de basamento de la Península consisten de basaltos masivos y toleíticos almohadillados que actualmente se interpretan como representantes de rocas elevadas del margen oeste de la placa caribeña (Corral et al. 2011). Después de la aparición de la subducción cerca de 70 Ma, una secuencia de arco magmático desarrollada en el basamento Azuero. Las rocas del Grupo de Arco Azuero de rocas volcánicas incluyendo tobas asociadas y rocas volcanoclásticas que varían en edad de aproximadamente 71 Ma a 40 Ma (Cretácico Tardío al Paleógeno Medio).

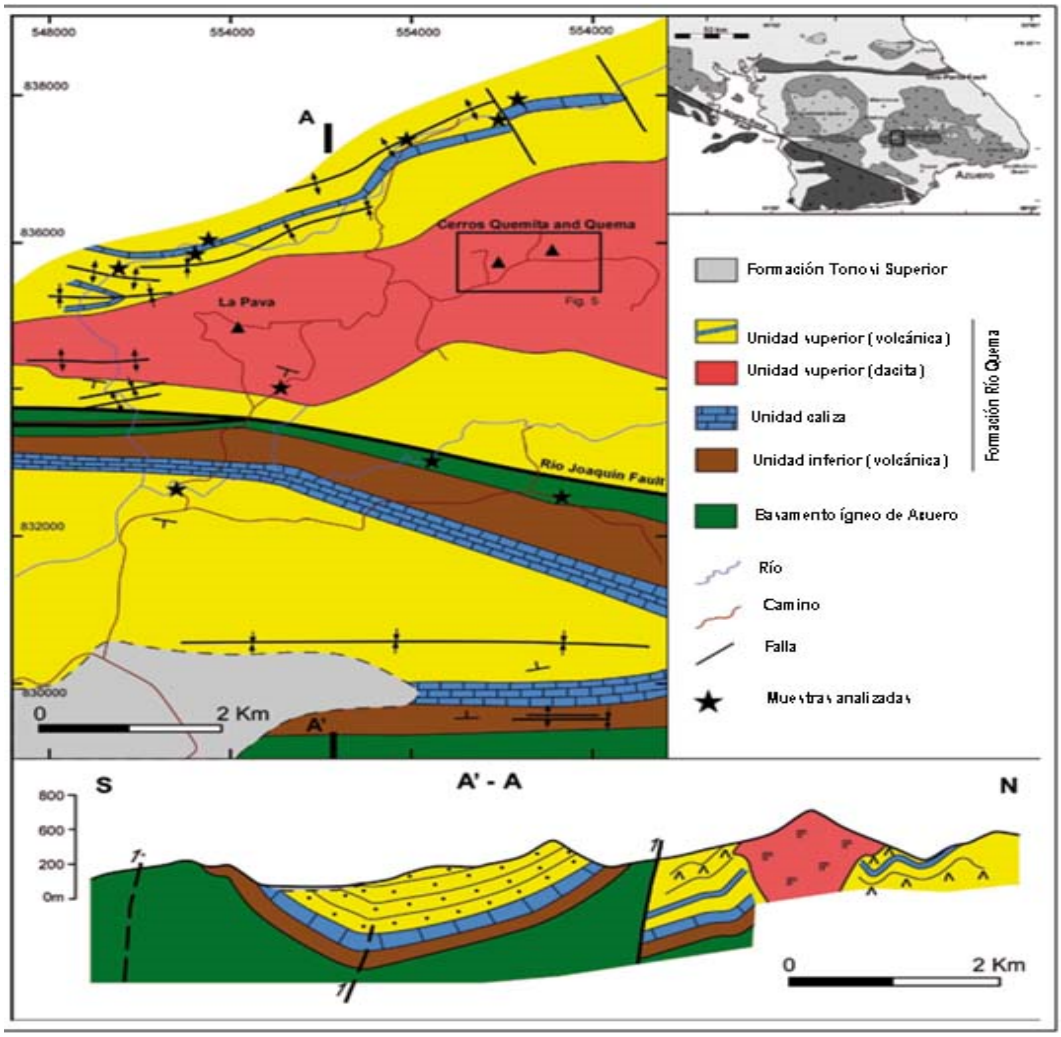
7.2.1 Estratigrafía

El distrito Cerro Quema está ubicado en la región de la península Los Santos en la parte central de la Península Azuero. Las rocas volcánicas en esta parte de la Península Azuero consisten de andesita, dacita y basalto. Dentro y debajo de la secuencia volcánica se encuentran sedimentos volcanoclásticos marinos (conglomerado, piedra arenisca y lodolitas), caliza y turbiditas. Esta secuencia volcano-sedimentaria se interpreta como depositada en un ambiente de subducción de arco anterior. Estudios geológicos iniciales agruparon todas estas unidades de rocas en la

Formación Ocu. Las interpretaciones subsecuentes hechas por Corral et al. (2011) argumentan que las rocas del distrito Cerro Quema no todas son parte de la Formación Ocu. De acuerdo con esto, Corral et al. (2011) definieron la Formación Rio Quema que consiste de sedimentos volcánicos y volcanoclásticos intercaladas con caliza hemipelágica, domos de lava dacita submarina con diques cruzados de composiciones basálticas a andesíticas. Corral et al. (2011) interpretan la Formación Rio Quema como la secuencia de relleno de una cuenca de arco anterior de arco volcánico Cretácico-Paleógeno. La Formación Cerro Quema hospeda la mineralización en el distrito Cerro Quema (Corral et al. 2011).

La Figura 7.2 (de Corral et al. 2011) es un mapa geológico y sección transversal generalizados del área circundante del área mineralizada Cerro Quema. En la Figura 7.3 se muestra una columna estratigráfica detallada para el área circundante a los yacimientos mineralizados. La secuencia estratigráfica general aplica al distrito Cerro Quema, pero los detalles de las fallas individuales, pliegues y afloramientos del Basamento Ígneo Azuero pueden variar de los mostrados en el mapa geológico y sección transversal mostrados en la Figura 7.2.

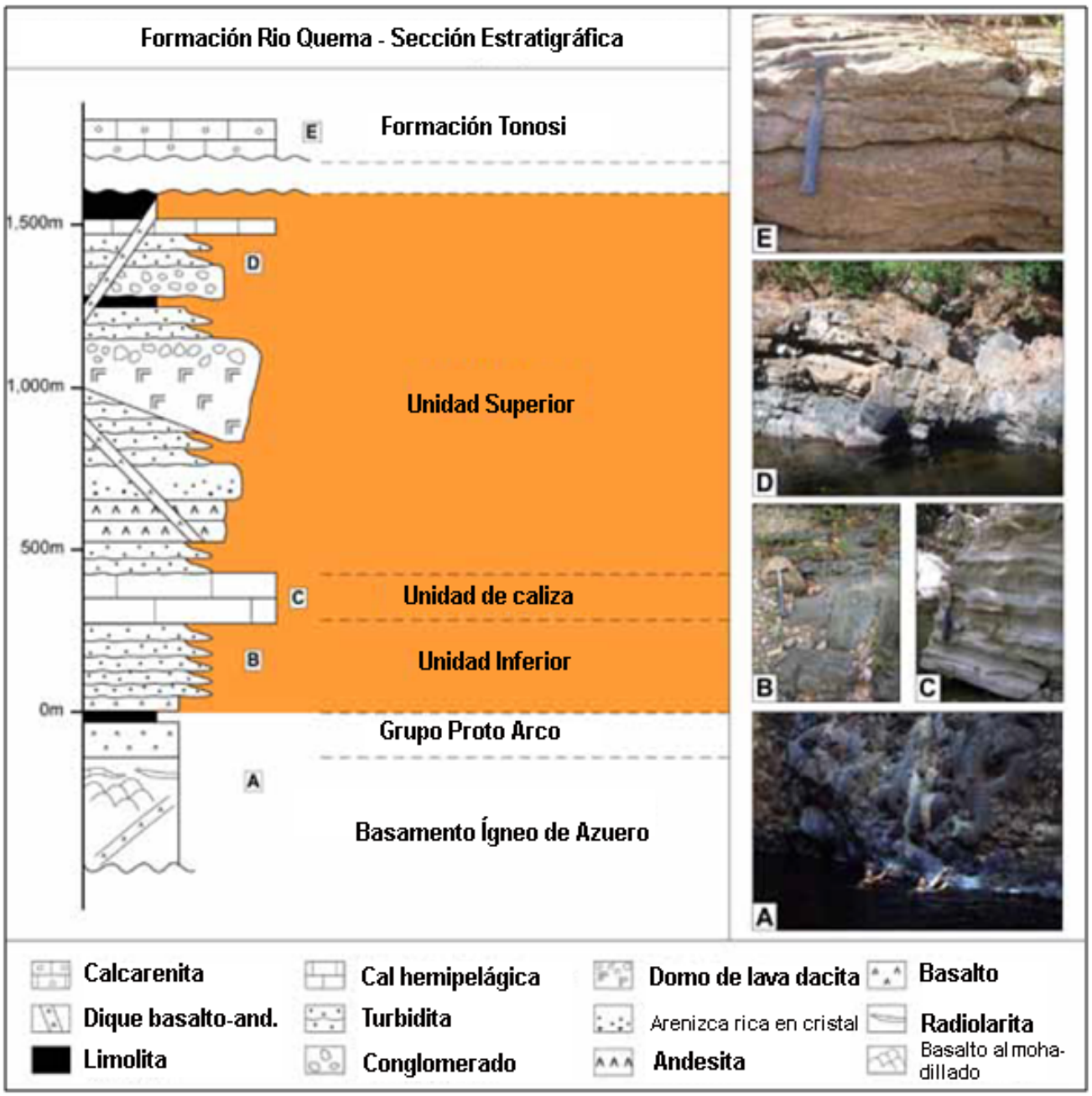
Figura 7.2 Geología regional de los yacimientos La Pava y Quemita/Quema



(***Fuente:*** *Corral et al. 2011)*

La unidad inferior de la Formación Rio Quema consiste de rocas de flujo de lava andesítica, piedra arenisca rica de cristal y turbiditas intercaladas con caliza hemipelágica (Figura 7.3). Corral et al. (2011) interpreta esta secuencia como que representa un ambiente deposicional cerca del frente volcánico activo aproximadamente 70 Ma. Las unidades de caliza representan períodos cuando la tasa de actividad volcánica fue mucho más baja y tuvo lugar la deposición marina normal. La unidad superior contiene rocas que hicieron erupción de lava dacítica submarina que se infiere han creado una barrera dentro de la cuenca de arco anterior y restringieron los patrones de sedimentación marina y volcanoclástica. Por ejemplo, los pendientes al sur de los domos de lava dacítica tienen una proporción mayor de sedimentos distales incluyendo unidades volcanoclásticas, turbiditas, esquisto, limolita y flujos de lava andesítica menor. Al norte de los domos de dacita, las unidades comprenden rocas volcánicas masivas, muchos diques y solamente unidades volcanoclásticas y caliza y los flujos de lava andesítica menor. Esta secuencia sedimentaria sugiere una deposición próxima al arco volcánico en contraste con el lado sur donde las unidades estratigráficas son sedimentos depositados de forma distal al arco volcánico. La unidad superior de la formación Rio Quema experimentó intrusión de diorita de cuarzo relacionado con el arco e intrusiones de dique granodiorítico.

Figura 7.3 Sección estratigráfica idealizada de la Formación Río Quema



(***Fuente:*** *Corral et al. 2011).*

(A) Basaltos almohadillados del Basamento Ígneo Azuero en el Río Joaquín.

(B) Sedimentos volcanoclásticos de la Formación Río Quema unidad inferior en Río Quema.

(C) Calizas hemipléjicas de la Formación Río Quema unidad caliza al sur del Río Quema.

(D) Cruce de sedimentos volcanoclásticos y hemipléjicos por un dique basáltico-andesítico de la Formación Río Quema unidad superior al norte de Río Quema.

(E) Calizas fosilíferas y calcarenitas de la Formación Tonosí Formación en Río Güerita.

La Formación Rio Quema del Cretácico-Paleógeno Tardío está de forma dispareja superpuesta por la Formación Tonosi. Estudios realizados por Kalorsky y Mann (1995) dividieron la Formación Tonosi en unidades superior e inferior, donde la unidad inferior consiste de unidades marinas terrestres y superficiales; y la unidad superior comprendía sedimentos de areniscas, limolita y calcanerita intercalados depositados en el fondo oceánico. La Formación Tonosi parece haberse depositado de cerca de 40 a 15 Ma (Paleógeno Tardío al Período Neógeno Medio). Kalorsky y Mann (1995) mapearon las rocas acostadas de la Formación Tonosi junto a la costa sureste de la Península Azuero. Afloramientos menores de la Formación Tonosi sub-horizontal afloran inmediatamente al sur y dentro del complejo de oficinas del Proyecto Cerro Quema.

Generalmente los yacimientos del Neógeno Tardío y Período Cuaternario (15 Ma a la actualidad) están ausentes dentro del área Cerro Quema. Los yacimientos aislados de sedimentos aluviales del Holoceno (últimos 11,700 años) están preservados dentro y en partes bajas de terrazas que rodean al Río Quema y sus tributarios. Cerca de la costa del Pacífico, planos aluviales amplios se encuentran preservados alrededor de canales actuales de los ríos principales. Estas planicies aluviales están subyacentes por un espesor desconocido de aluvión Cuaternario. Generalmente las terrazas aluviales más altas están ausentes de los valles de los ríos principales. Las terrazas marinas no parecen preservarse a lo largo de la costa de la Península Azuero.

7.2.2 Estructura

La principal estructura geológica en la Península Azuero es la notable falla noroeste-sureste de la zona Azuero. Esta falla separa dos terrazas de basamento diferente (Kalorsky y Mann 1995). Las rocas en el lado suroeste de la falla son flujos de basalto masivo y lavas almohadilladas con sedimentos volcanoclásticos intercalados. Las rocas de basamento al noreste de la falla son arcos volcánicos de la isla, andesita y dacita con sedimentos intercalados. Los sedimentos de la Formación Tonosi que yacen planos sobre yacen las rocas de basamento, particularmente al noreste de la falla de la Zona Azuero en la costa sureste de la Península Azuero.

Las fallas a escala de afloramiento observadas por Kalorsky y Mann (1995) en las partes superior e inferior de la formación Tonosi indican una orientación predominantemente noroeste-sureste para una dirección de extensión máxima posterior a 20 millones.

La falla de la Zona Azuero tiene una trayectoria muy clara dentro de la topografía del suroeste de la Península Azuero (Cowan et al. 1998). Probablemente la falla haya estado sísmicamente activa en la Época del Holoceno como lo indican las corrientes desplazamiento horizontal lateralmente-izquierda notadas por Rockwell et al. (2010). Sin embargo, la tasa de deslizamiento y potencial sísmico de esta falta mayor no se conoce.

7.2.3 Sismicidad Histórica

Registros instrumentales y escritos de fines del siglo 17 indican que al menos 182 terremotos de magnitud de momento (**M**) ≥ 3 tuvieron epicentros ubicados cerca del sito del Proyecto Cerro Quema Mine dentro de un área ubicada aproximadamente en la latitud 6° a 9° norte y longitud 82° a 80° oeste (catálogo ISC-GEM). De estos terremotos, se reportaron 172 eventos de menos de **M**5, catorce (14) entre **M**5 y **M**5.9 y siete entre **M**6 y **M**6.9. El terremoto más grande registrado cerca del sitio fue un terremoto de **M**6.9 en el Viejo Panamá que ocurrió el 2 de mayo

de 1621, con el epicentro ubicado aproximadamente 190 km al noreste en la Ciudad de Panamá. En la Tabla 7.1 se enlistan terremotos históricos significativos en el sitio Cerro Quema, incluyendo uno de aproximadamente **M**6.7 que ocurrió aproximadamente a 15 km del sitio.

Tabla 7.1: Terremotos históricos grandes (M ≥ 6.0) a una distancia de 150 km del sito del Proyecto Cerro Quema, Panamá

Año	Mes	Día	Latitud (°N)	Longitud (°W)	Magnitud (M)	Distancia del Sitio[1] (km)
1802	10	25	7.500	80.400	6.7	15
1943	5	2	6.825	80.330	6.8	83
1951	1	6	7.329	80.993	6.6	57
1960	3	28	7.388	81.878	6.3	150

Nota:

1. La ubicación del sitio del Proyecto Cerro Quema está a 7.549ºN de latitud y a 80.527ºW de longitud en este estudio.

7.3 Geología y Mineralización de la Propiedad

En el área del Proyecto Cerro Quema, varias zonas mineralizadas de oro están ubicadas a lo largo de 15 km con una tendencia este-oeste. Estas zonas incluyen los yacimientos La Pava, Quemita-Quema y La Mesita. RNC and Bikerman Engineering (2002) describen las zonas mineralizadas como hospedadas en un cinturón de flujos de hornablenda-pirita piroclástico y de composición dacítica y andesítica. El cinturón volcánico es de hasta 1.5 km de ancho y limitado al norte y sur por sedimentos submarinos epiclásticos. La secuencia tiene un buzamiento sur a 45^{o} a 60^{o} norte. Los principales tipos de roca dentro de las zonas mineralizada son arcillas dacíticas saprolíticas, dacita silícea con varios grados de lixiviación ácida y brecha de óxido de hierro cementada.

El oro ocurre como granos submicroscópicos diseminados y como oro invisible dentro de la estructura cristalina de la pirita (Corral et al., 2011), especialmente en la zona de alteración sílica avanzada. La fuerte alteración supergénica ocasiona la formación de un tapón de oxidación o quijo de hierro y libera el oro dentro de la pirita. Las leyes de mineralización de oro más altas están cerca de la superficie y disminuyen hacia el límite inferior de oxidación.

Figura 7.4 Geología de la Tendencia mineralizada del Proyecto Cerro Quema y Ubicación de los Yacimientos

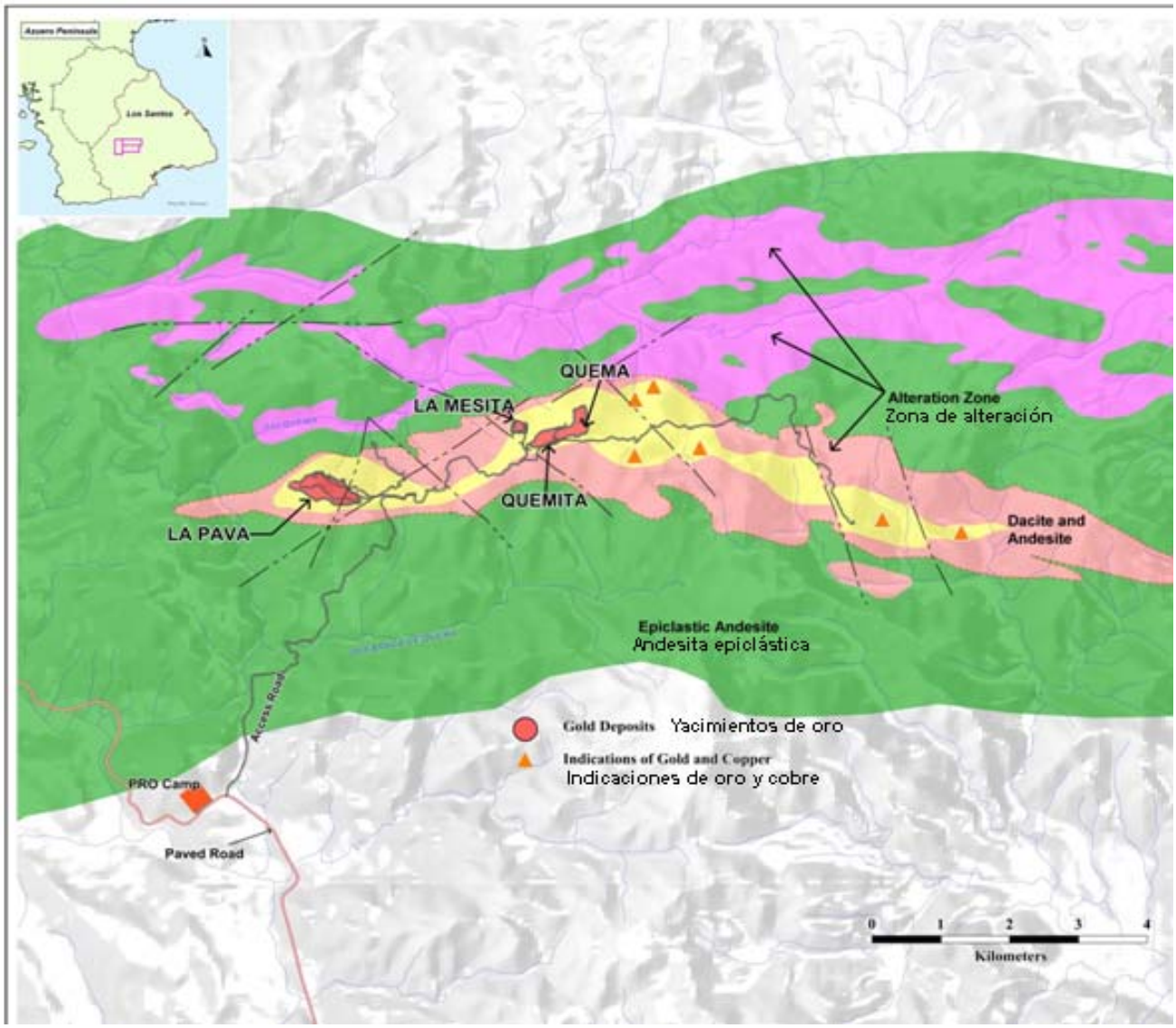


Figura 7.2
Pershimco Resources Inc.
Proyecto Cerro Quema
Provincia Los Santos, Panamá
Geología Local

*(**Fuente:** Pershimco 2012)*

La mineralización de oro y cobre está asociada con pirita, calcopirita, enargita diseminadas y una incrustación en masa de cuarzo, pirita, calcopirita y barita con trazas de galena y esfalerita. La presencia de sílice, natro-alunita, alunita y enargita además del patrón de alteración hidrotermal es compatible con un sistema epitermal de alta sulfatación.

Corral et al. (2011) identificaron la Formación Río Quema como hosting la mineralización de oro-cobre en el área Cerro Quema y al largo del rumbo al este en Juan Diaz y al oeste en Pitaloza y Quebrada Iguana. Esta mineralización es toda al norte de la zona de falla del Río Joaquín.

7.4 Alteración

En Cerro Quema, RNC and Bikerman Engineering (2002) reportaron que la alteración sílice-pirita está caracterizada por una roca brechada localmente y altamente fracturada, bolseada, compuesta de sílice y óxidos de hierro en la superficie. La roca oxidada se extiende de la superficie a una profundidad de hasta 150 m. Debajo de la frontera de oxidación, hay pirita en abundancia que suma hasta un 35% de la roca. Con varias excepciones, la mineralización de oro por arriba de la ley de corte está restringida al tipo de alteración rica en sílice dentro de una tapa oxidada y lixiviada. RNC and Bikerman Engineering (2002) también reportan que en el lado sur del yacimiento La Pava, hay venas con buzamiento abrupto de calcopirita que parecen asociadas con fracturación de etapas tardía. En esta área, una zona de alta ley de mineralización supergénica (0.5 a 5.0% de cobre) está presente debajo de la superficie de oxidación.

Recientemente, Pershimco definió tres zonas de alteración relacionadas con los yacimientos Cerro Quema:

- Una zona de alteración de sílice que ocurre en el núcleo del yacimiento y que contiene cuarzo con pocos minerales de arcilla y alumino-silicato.
- Una zona de alteración sílice-arcilla que rodea el núcleo de sílice y que está compuesta de sílice hasta un 30% de minerales de arcilla alumino-silicatos de grano fino (caolinita, dickita, pirofilita). Esta zona puede contener mineralización de media a baja ley.
- Una zona de alteración de arcilla que ocurre como una transición entre la alteración sílice-arcilla y roca fresca. La alteración de arcilla puede contener hasta 30% de arcilla illita/esmectita que reemplaza el feldespato original. Esta zona no está mineralizada.

7.5 Estructura del Sitio

En el área del Río Quema se ha observado una gran red de fallas normales con tendencia NW-SE y NE-SW con buzamiento abrupto. El rumbo este-oeste de la zona de falla del Río Joaquín es la principal falla mapeada [Corral et al. (2011)]. La falla se puede observar fácilmente cerca de 3 km al sur de la zona de mineralización Cerro Quema. La falla del Río Joaquín ha tenido una sensación de reversa aparente con un mínimo de 300 a 400 metros de desplazamiento vertical (Corral et al. 2011). El movimiento de la falla ha elevado el bloque sureste con respecto al bloque norte y se ha yuxtapuesto con las unidades inferiores y superiores de la Formación Río Quema.

8 TIPOS DE YACIMIENTOS

RNC and Bikermann Engineering (2002) considera que los yacimientos de Cerro Quema son yacimientos epitermales de alta sulfuración. Corral et al. (2011) también considera que la mineralogía y distribución espacial de la alteración hidrotermal observada en Cerro Quema encaja bien dentro del modelo de yacimiento de oro epitermal clásico con alta sulfuración. La alteración hidrotermal se interpreta como relacionada con la circulación de fluidos ácidos de origen magmático y a la presencia de sistemas de cobre porfídico en un arco volcánico calc-alcalino en ambientes sub-aéreos y submarinos (Sillitoe et al., 1996). Corral et al. (2011) considera que a pesar de que el yacimiento de Cerro Quema es consistente con el modelo epitermal de alta sulfuración, la presencia de un cobre porfídico a profundidad no se puede probar en ese momento. Además, no se prefiere un modelo basado en un yacimiento de oro y cobre oxidado que comparte características tanto de yacimientos masivos volcanogénicos epitermales y volcanogénicos (Nelson, 2007), ya que no se han encontrado sulfuros masivos asentados en las zonas de alteración, en la vecindad de los domos de lava dacítica o asociado a sedimentos hialoclástiticos.

El trabajo realizado por Pershimco desde que el estudio de Corral et al. (2011) sugirió el potencial de un yacimiento porfídico a profundidad. Como se describió en el comunicado de prensa del 14 de noviembre de 2013 de Pershimco, las principales manifestaciones o "indicadores" de pórfidos identificados a la fecha en el Proyecto Cerro Quema, el cual es típico de los desarrollados encima de fuentes intrusivas porfídicas, incluyen:

- Incrustaciones en masark, venas de cuarzo laminadas y ptigmático, que predan y han sido sobre impresas por alteración argílica avanzada con un evento de mineralización de Au-Cu de alta sulfuración;
- Molibdenita en venas y fracturas con alunita síncrona local sobre impresa por alunita epitermal típica de venas de pórfido;
- Alteración K-feldespato-magnetita que es típica de una alteración hidrotermal potásica estilo pórfido; y
- El estudio profundo IP de Pershimco identificó un cuerpo grande y con capacidad para cargarse debajo del yacimiento de óxido de oro de Quema que es aproximadamente 1.7 km de largo y 0.9 km de ancho y es consistente con un sistema de mineralización de pórfido (Comunicado de prensa de Pershimco del 25 de julio de 2013).

Corral et al (2010) consideran que la depositación de mineralización sucedió de fluidos de baja salinidad hasta 5% en peso NaCl (eq.) y temperaturas moderadas (≈240°C). Datos del isótopo S de sulfuros y sulfatos indican una fuente de azufre de origen magmático. Datos O y D de silicatos y sulfatos (cuarzo, caolinita, alunita-natroalunita y barita) sugieren una contribución importante de fluidos superficiales durante la precipitación de sulfato y alteración hidrotermal.

Corral et al. (2011) destacan algunas de las características del yacimiento Cerro Quema (presencia de domos dacíticos, ambiente geológico, patrón de alteración hidrotermal) que se comparten con el yacimiento de oro Pueblo Viejo (República Dominicana), el yacimiento de oro epitermal de alta sulfuración capaz de minarse en el Caribe (Sillitoe et al., 2006). El

reconocimiento de yacimientos epitermales de alta sulfuración en el área pudiera tener consecuencias importantes para la exploración de mineral. La prospección se debe enfocar en (o cerca de) fallas con tendencia E-W sin importar en el tipo de roca encajonante, ya que los sistemas hidrotermales parecen estar relacionados a estas estructuras situadas al norte de la falla Río Joaquín.

9 EXPLORACIÓN MINERA

9.1 Exploración de 2010 a Septiembre 2012

En 2010 y 2011, la exploración minera de Pershimco se ha enfocado en la barrenación o perforación que se describe en Puritch et al. (2012). En el 2011 se realizó el mapeo litológico y estructural y los muestreos de canales y geoquímicos.

En 2012 Pershimco contrató a Geotech Ltd. para realizar la geofísica aérea que cubre toda la Propiedad de Cerro Quema. La geofísica aérea incluyó estudios radiométricos, magnéticos y de VTEM. Dichos estudios identifican la tendencia mineralizada y las áreas resaltadas de baja susceptibilidad magnética con bajo potasio y bajos índices de Th/K asociados con los Yacimientos de La Pava y Quema/Quemita. De forma adicional, el estudio identificó dos corredores no conocidos previamente, al Norte de la tendencia principal con áreas resaltadas de susceptibilidad de bajo magnetismo coincidente con bajo potasio y bajos índices de Th/K similares a las asociadas con la tendencia mineralizada de La Pava y Quema/Quemita.

Pershimco también realizó estudios de Polarización Inducida (IP) en La Pava, mismos que han identificado anomalías de resistividad coincidente con silicificación en La Pava y respuestas de cargabilidad asociadas con mineralización sulfúrica más profunda en La Pava.

9.2 Exploración de Septiembre 2012 a Noviembre 2013

9.2.1 Geofísica

Siguiendo la finalización de los estudios de geofísica aérea a principios de 2012, Pershimco realizó estudios de IP básicos sobre las numerosas metas geofísicas. Los primeros estudios realizados sobre la meta Quema-Quemita fueron hechos a fines de 2012. Los estudios se completaron sobre La Pava y una nueva meta de exploración, Idaida, en 2013. (Figura 9.1 a 9.3). Cada estudio reveló la presencia de grandes cuerpos cargables a profundidad y muestran una geometría generalmente cónica e invertida. Estos enormes cuerpos cargables se localizan a más de 11 km a lo largo del Corredor Mineralizado de Cerro Quema, lo cual ha sido identificado como una extensión de aproximadamente 17 km dentro de las concesiones de Pershimco.

El resultado del trabajo sobre el Nuevo IP apoya el modelo geológico de la Compañía que los sistemas sulfúricos localizados en la superficie están próximos a un sistema pórfido.

Se realizó un total de 144.6 kilómetros lineales de trabajo de estudios IP en 66.9 km de Quema/Quemita e Idaida, 57.1 km de La Pelona y 20.6 de La Pava (Figura 9.1). El programa de geofísica IP identificó anomalías de resistividad y cargabilidad en todas las 4 áreas meta. La Compañía evaluará estas anomalías geofísicas con perforación de diamante que comenzó a fines de 2013.

9.2.2 Cartografía y Muestreo Regional

En 2014, un programa de mapeo regional y muestreo de pedazos de roca superficial se enfocó en una investigación de reconocimiento de primer paso sobre las metas prioritarias identificadas por el estudio de geofísica aérea. Se cartografió un total de 12,307 metros lineales y se recolectó un total de 1,204 muestras de pedazos de roca superficial.

Este trabajo pretende avanzar las mejores metas para lograr el status de perforación terminada.

9.2.3 Petrología

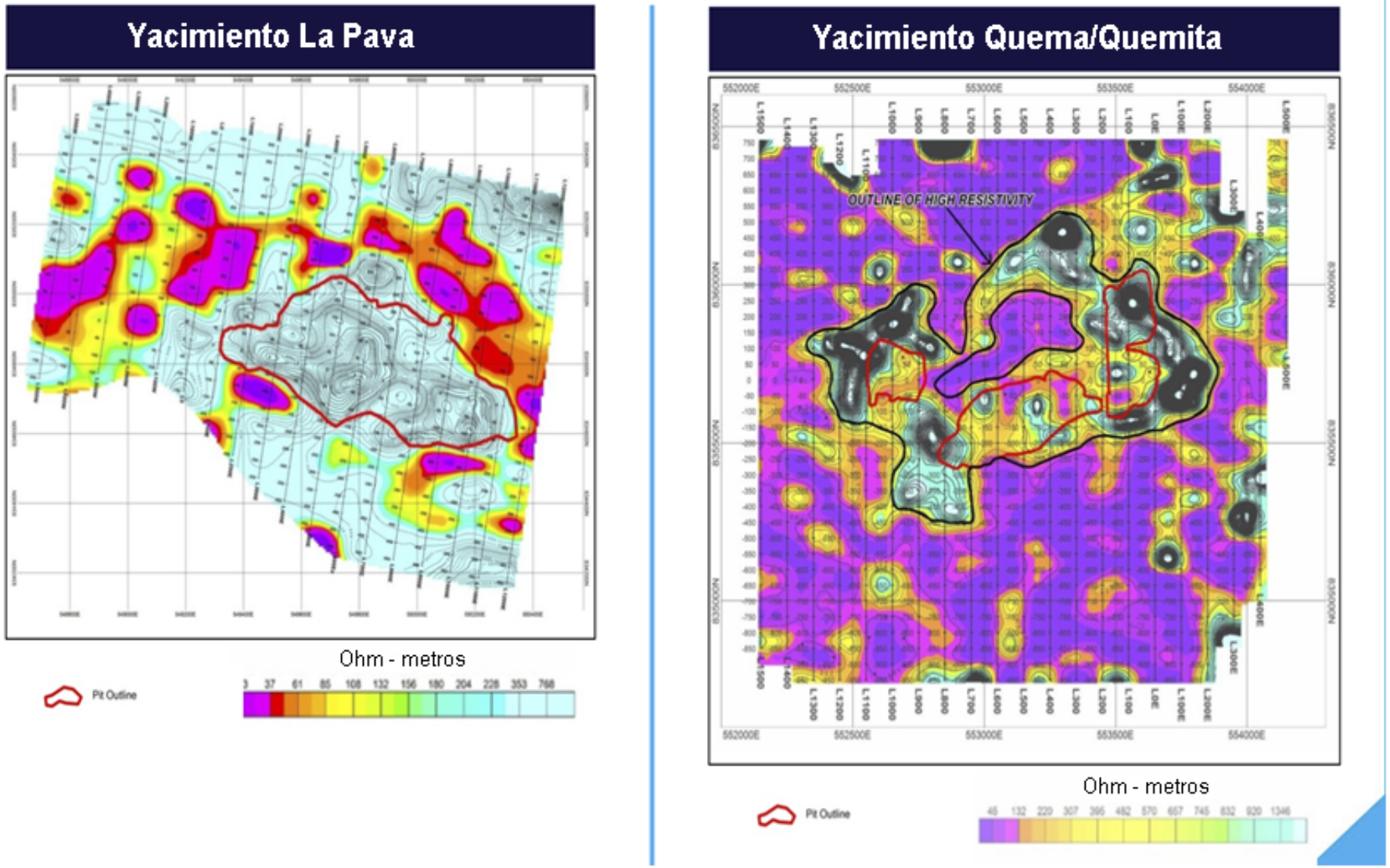
Pershimco contrató un consultor independiente de petrología en Australia para realizar análisis petrográficos en 70 muestras. Las muestras fueron seleccionadas de varios barrenos en las áreas de La Pava, Quema, Quemita, Idaida y Pelona.

Se seleccionaron muestras de estructuras alimentadoras más profundas en La Pava, la zona de óxido de oro en La Pava, las zonas supergénicas enriquecidas de cobre-oro en La Pava, asimismo en las zonas de óxido y sulfuro, en los proyectos de La Pelona e Idaida, así como en las zonas supergénicas y en las de óxido en Quema-Quemita.

La meta de los estudios petrográficos era la de recolectar información más adelante sobre la secuencia de fases de alteración, mineralogía y mineralización dentro de los diversos yacimientos en el área de la concesión. El trabajo de Difracción por rayos X se realizó para verificar minerales arcillosos, así como la composición de mica blanca “tipo” sericita y los diversos sulfatos.

La interpretación de las muestras petrográficas también valida el modelo de exploración de la Compañía para el proyecto.

Figura 9-1 Estudios de Polarización Inducida en 2013



10 PERFORACIÓN

Desde que se adquirió el proyecto en 2010, Pershimco realizó los programas de perforación cada año hasta 2013 como se resume en la Tabla 10-1. Puritch et al. (2012) discutió detalles sobre la perforación realizada antes de septiembre de 2012.

TABLA 10-1 PERSHIMCO RESOURCES INC. – PROYECTO CERRO QUEMA

Año	La Pava				Recordatorio de Concesión			
	Perforación con Circulación Inversa		Perforación con Diamante		Perforación con Circulación Inversa		Perforación con Diamante	
	No. de barrenos	Long. (m)	No. barre-nos	Long. (m)	No. Barre-nos	Long. (m)	No. Barre-nos	Long. (m)
2010	13	1,403	0	0.00				
2011	20	1,844	16	3,822.75	27	2,342	9	831.85
2012 (PE NI 43-101)	26	2,436	13	1,810.65	76	5,864	0	0.00
2012 (Not in Sep. 2012 43-101)	86	8,336	33	7,861.26	44	5,547	0	0.00
2013 (Not In Sep. 2012 43-101)	17	2,074	3	1,128.80	21	2,882	5	1,483.75
Total	162	16,093	65	14,623.46	168	16,635	14	2,315.60

10.1 Perforación de Septiembre a Diciembre de 2012

Después del informe técnico P&E de septiembre de 1012, se realizaron 5,718 m de perforación inversa y 4,239 m de perforación con diamante en la propiedad, totalizando 9,957 m de perforación. En la Tabla 10-2 se enlistas las ubicaciones del ademe de barrenación.

La perforación de Pershimco en los últimos cuatro meses de 2012 continuó su definición de recursos, perforando en los yacimientos La Pava y Quema/Quemita y también la validación inicial perforando en la meta Idaida.

La perforación extendió una estructura mineralizada a lo largo del flanco norte del yacimiento Quema/Quemita a 750 m. Esta estructura tiene una tendencia SW-NE y está ubicada 100-200 m al norte-noreste del perímetro del tajo a cielo abierto Quema/Quemita y al sureste del yacimiento La Mesita y la zona El Domo. La perforación realizada cerca del perímetro de las secciones suroeste y central del diseño del tajo a cielo abierto ha interceptado óxidos de oro y/o mineralización de cobre supergénico nuevo. La mineralización de cobre supergénico se encontró en el área oeste del diseño del tajo a cielo abierto. (Figura 10.3)

El programa de barrenación de óxidos de oro dio intercectos incluyendo 14 m promediando 1.61 g/t Au en PRH-12178 dentro de un intercepto más grande de 71 m con un promedio de 0.49 g/t Au. El barreno PRH-12147 interceptó 27 m con un promedio de 1.38 g/t Au.

10.2 Perforación - 2013

La perforación en 2013 se enfocó en la definición de recursos en los yacimientos La Pava y Quema/Quemita así como investigar anomalías geofísicas en las nuevas metas de exploración Idaida y Pelona. La perforación de exploración de la meta Idaida ha revelado tanto cerca de la superficie y de forma más profunda estructuras de alimentación mineralizadas análogas a los yacimientos La Pava y Quema/Quemita.

En la Tabla 10.3 y Tabla 10.4 se pueden encontrar intersecciones significativas de La Pava y Quema/Quemita, respectivamente.

10.2.1 Perforación La Pava

Diez barrenos perforados en La Pava (Figuras 10.1 y 10.2), ubicadas fuera o dentro de 10 a 15 m de los lados sur y noroeste del diseño de tajo a cielo abierto, interceptaron mineralización nueva significativa de oro y cobre.

En la Zona Sur, el barreno PRH12188, ubicado aproximadamente a 30 m fuera del margen sur del diseño de tajo a cielo abierto, interceptaron 5m con una ley de 4.08 g/t Au. El barreno PRH12255, ubicado aproximadamente a 25 m fuera del margen sur del diseño de tajo a cielo abierto, interceptaron 13 m con una ley de 0.72 g/t Au y 0.34 % Cu en la zona sulfurosa. El barreno PRH12250, con ademe a 8 m al norte del margen sur del diseño del tajo a cielo abierto, interceptaron 18 m con una ley de 2.4% Cu y 0.22 g/t Au (incluyendo 7 m a 5.26% Cu) dentro de la zona sulfurosa.

En la Zona Central Este, el barreno PRH1211 dio 47 m con una ley de 1.23 g/t Au y el barreno PRH 1221 intersecó 61 m con una ley de 0.86 g/t Au (incluyendo 40 m con una ley de 1.04 g/t Au). Los resultados de barrenación muestran el ancho y continuidad de la zona mineralizada dentro del área.

El barreno PDH12037, en la Zona Central Sur, interceptó 7 m con una ley de 1.92 g/t Au. Este es el barreno más hacia el sur en la sección (Figuras 10.1 y 10.2) y está abierto al sur. Se requiere realizar más perforación con el fin de determinar la magnitud de la mineralización.

Dos barrenos en la Zona de Extensión Oeste confirmaron que los anchos mineralizados de oro y cobre están presentes en la zona. El barreno PRH12199 interceptó 37 m, de la superficie, con una ley de 0.41 g/t Au y 28 m con un contenido de 0.42% Cu y una ley de 0.22 g/t Au dentro de la zona sulfurosa. El barreno 12207 interceptó 19 m con una ley de 0.79% Cu, incluyendo 5 m con un contenido de 2.14% Cu. La mineralización en esta zona sigue abierta.

10.2.2 Perforación Quema-Quemita

Similar a la perforación en el yacimiento La Pava, la perforación en el yacimiento Quema-Quemita (Figures 10.3, 10.4, 10.5) aumentó el recurso general así como mineralización identificada fuera del diseño de tajo a cielo abierto actual. Cuatro barrenos ubicados cerca de los

DRAFT

perímetros en las secciones sur-oeste y central-norte del diseño de tajo a cielo abierto han interceptado óxidos de oro y/o mineralización de cobre supergénico, proporcionando nuevas metas para definición de recursos futuros y mejorar la perforación.

En la Zona Central Norte, el barreno PRH12252 interceptó 18 m con un contenido de 0.71% cobre y con una ley de 0.44 g/t Au dentro de la zona sulfurosa. Las intersecciones mineralizadas están entre los diseños de tajo a cielo abierto central y este. Perforación adicional pudiera permitir que los dos tajos se combinaran en un tajo más grande. El barreno PRH12246 interceptó 102 m con un contenido de 0.46% Cu, incluyendo 29 m o 0.92% Cu, en la zona sulfurosa. PRH12246 está ubicado a 130 m al oeste de PRH12252, cerca del flanco norte del límite del tajo central, donde la mineralización permanece abierta (Figura 10.5).

En la Zona Central Sur, los barrenos PRH12259, PRH12238 y PRH12178 dieron óxido de oro interceptando 8 m con una ley de 3.84 g/t Au, 45 m con una ley de 0.61 g/t Au y 14 m con una ley de 1.61 g/t Au, respectivamente. Los tres barrenos tenían ademe cerca de perímetro sur del diseño de tajo a cielo abierto, demostrando la continuidad de la mineralización en esta área. El barreno PRH12241, ubicado aproximadamente a 50 m fuera del perímetro sur del diseño de tajo a cielo abierto actual, interceptó 19 m de 0.53% Cu dentro de la zona sulfurosa. La mineralización permanece abierta al sur y se planea realizar perforación adicional para definir la extensión de la mineralización de oro.

En la Zona Sureste, el barreno PRH12200 intercepto 32 m, de superficie, con una ley de 0.44 g/t de óxido de oro, incluyendo 10 con una ley de 0.67 g/t Au. Este barreno se ademó en el perímetro sureste del diseño de tajo a cielo abierto actual.

TABLA 10-2 DATOS DE ADEME DEL PROGRAMA DE PERFORACIÓN 2012-2013

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH12100	552724	835488	721	-90	360	100
PRH12101	550104	834853	440	-90	360	80
PRH12102	552676	835681	706	-90	360	99
PRH12103	552728	835536	713	-90	360	80
PRH12104	550152	834848	443	-90	360	97
PRH12105	550192	834799	469	-90	360	62
PRH12106	552674	835650	706	-90	360	90
PRH12107	552733	835647	699	-90	360	26
PRH12108	552628	835649	702	-90	360	90
PRH12109	550147	834803	468	-90	360	59
PRH12110	552626	835669	700	-90	360	60
PRH12111	550105	834802	463	-90	360	74
PRH12112	552568	835687	672	-90	360	100
PRH12113	550208	834845	438	-90	360	77
PRH12114	552688	835740	707	-90	360	93
PRH12115	550344	834702	480	-90	360	100
PRH12116	552820	835491	741	-90	360	30
PRH12117	550254	834747	487	-90	360	80

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH12118	550304	834701	489	-90	360	71
PRH12119	552857	835610	738	-90	360	102
PRH12120	550359	834652	496	-90	360	62
PRH12121	552831	835617	739	-90	360	123
PRH12122	550349	834552	501	-90	360	100
PRH12123	552808	835601	741	-90	360	69
PRH12124	553249	835706	824	-90	360	102
PRH12125	552830	835615	739	-60	360	75
PRH12126	550314	834594	514	-90	360	100
PRH12127	553218	835692	822	-90	360	70
PRH12128	553179	835602	819	-90	360	72
PRH12129	552812	835571	738	-60	110	100
PRH12130	550401	834640	483	-90	360	54
PRH12131	553182	835648	813	-90	360	100
PRH12132	550273	834712	489	-90	360	74
PRH12133	553104	835662	790	-90	360	100
PRH12134	552742	835700	709	-90	360	100
PRH12135	549926	834693	543	-90	360	100
PRH12136	553029	835451	830	-90	360	128
PRH12137	552722	835773	704	-90	360	100
PRH12138	549849	834753	559	-90	0	150
PRH12139	553129	835506	835	-90	360	98
PRH12140	550202	834757	489	-90	360	99
PRH12141	550055	834649	546	-90	360	36
PRH12142	549823	834838	549	-60	360	120
PRH12143	552920	835446	822	-90	360	150
PRH12144	549499	834900	485	-90	360	110
PRH12145	549643	834858	531	-60	360	175
PRH12146	549421	834803	479	-90	360	89
PRH12147	553057	835584	838	-60	360	90
PRH12148	549581	834878	501	-90	360	150
PRH12149	549305	834850	451	-90	360	140
PRH12150	549523	834865	504	-90	0	150
PRH12151	549567	834846	517	-55	0	150
PRH12152	550176	834746	509	-90	0	81
PRH12153	550287	834680	503	-90	0	60
PRH12154	549953	834890	445	-90	0	156
PRH12155	549972	834933	423	-90	0	80
PRH12156	553227	835542	835	-90	0	127
PRH12157	550078	834829	444	-90	0	66
PRH12158	553350	835554	858	-90	0	129
PRH12159	550044	834804	455	-90	0	162
PRH12160	550144	834952	424	-90	0	87
PRH12161	553429	835553	859	-90	0	150
PRH12162	550102	834940	422	-90	0	84

DRAFT

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH12163	550138	834899	421	-90	0	30
PRH12164	550173	834889	419	-90	0	48
PRH12165	550212	834603	509	-90	0	105
PRH12166	550257	834576	486	-90	0	59
PRH12167	550305	834586	506	-90	0	60
PRH12168	550347	834602	505	-90	0	75
PRH12169	550287	834579	495	-90	0	51
PRH12170	549399	834848	474	-90	0	41
PRH12171	550120	834600	515	-90	0	111
PRH12172	550158	834590	506	-90	0	78
PRH12173	550120	834745	497	-90	0	102
PRH12174	553376	835536	846	-60	0	171
PRH12175	549697	834842	549	-90	0	161
PRH12176	549526	834904	483	-70	0	134
PRH12177	553378	835533	846	-90	0	116
PRH12178	553324	835582	874	-90	0	171
PRH12179	553305	835578	873	-60	180	69
PRH12180	549700	834876	542	-90	0	165
PRH12181	549498	834800	491	-90	0	100
PRH12182	549521	834752	467	-90	0	50
PRH12183	549467	834860	489	-90	0	128
PRH12184	553545	835697	904	-90	0	140
PRH12185	549698	834646	462	-90	0	50
PRH12186	549729	834607	446	-90	0	56
PRH12187	553548	835668	911	-90	0	104
PRH12188	549693	834610	445	-90	0	14
PRH12189	553631	835747	921	-90	0	149
PRH12190	553613	835703	932	0	0	192
PRH12191	550796	834850	384	-90	0	105
PRH12192	550691	834754	397	-90	0	105
PRH12193	553654	835696	943	-90	0	189
PRH12194	550020	834552	480	-90	0	60
PRH12195	550048	834553	478	-90	0	53
PRH12196	549472	834893	480	-90	0	171
PRH12197	549947	834574	506	-90	0	110
PRH12198	549580	834742	470	-90	0	53
PRH12199	549356	834846	470	-90	0	143
PRH12200	553646	835665	949	-90	360	177
PRH12201	549988	834567	499	-90	360	59
PRH12202	549547	834906	482	-90	360	180
PRH12203	549252	834804	424	-90	360	60
PRH12204	553602	835651	940	-90	360	96
PRH12205	549303	834825	446	-90	360	60
PRH12206	549455	834902	467	-90	360	150
PRH12207	549450	834848	487	-90	360	134

DRAFT

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH12208	553578	835746	904	-90	360	110
PRH12209	549470	834827	498	-90	360	110
PRH12210	549355	834893	440	-90	360	147
PRH12211	550047	834656	549	-90	360	62
PRH12212	553535	835760	888	-90	360	81
PRH12213	549379	834897	442	90	360	150
PRH12214	549296	834859	444	-90	360	143
PRH12215	553513	835622	917	-90	360	102
PRH12216	549280	834846	444	-90	360	55
PRH12217	553488	835652	891	-90	360	133
PRH12218	549407	834911	447	-90	360	102
PRH12219	549250	834851	430	-90	360	65
PRH12220	553582	835816	886	-90	360	213
PRH12221	550037	834653	550	-90	360	180
PRH12222	549275	834821	437	-90	360	74
PRH12223	550275	834610	518	-90	360	92
PRH12224	553547	835846	866	-90	360	159
PRH12225	550321	834660	501	-90	360	89
PRH12226	550322	834699	486	-90	360	59
PRH12227	553491	835797	864	-90	360	80
PRH12228	550221	834654	532	-90	360	143
PRH12229	549890	834908	454	-90	360	107
PRH12230	553555	835890	858	-90	360	213
PRH12231	550225	834778	471	-90	360	100
PRH12232	549447	834945	450	-90	360	144
PRH12233	549428	834926	446	-90	360	77
PRH12234	549469	834944	456	-90	360	143
PRH12235	553588	835942	828	-90	360	84
PRH12236	549544	834944	458	-90	360	107
PRH12237	549498	834943	454	-90	360	128
PRH12238	553209	835504	822	-90	360	132
PRH12239	549232	834795	416	-90	360	86
PRH12240	553156	835494	829	-90	360	143
PRH12241	553280	835489	814	-90	360	105
PRH12242	553211	835549	832	-90	360	78
PRH12243	553199	835604	827	-90	360	135
PRH12244	553202	835648	820	-90	360	195
PRH12245	550121	834562	480	-90	360	75
PRH12246	553277	835699	822	-90	360	132
PRH12247	550173	834555	475	-90	360	60
PRH12248	553324	835719	816	-90	360	84
PRH12249	550230	834567	477	-90	360	57
PRH12250	550232	834582	489	-90	360	56
PRH12251	553334	835999	765	-90	360	102
PRH12252	553415	835675	859	-90	360	153

DRAFT

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH12253	549206	834851	408	-90	360	31
PRH12254	549457	834806	481	-90	360	100
PRH12255	549557	834715	452	-90	360	65
PRH12256	553430	835695	859	-90	360	105
PRH12257	549646	834675	461	-90	360	45
PRH12258	549200	834829	415	-90	360	49
PRH12259	553079	835485	834	-60	360	108
PRH12260	549675	834661	461	-90	360	48
PRH12261	553227	835507	821	-90	360	99
PRH12262	550324	834625	515	-90	360	135
PRH12263	552999	835406	810	-90	360	114
PRH12264	550098	834746	496	-90	360	96
PRH12265	550024	834808	454	-90	360	96
PRH12266	553045	835446	825	-90	360	144
PRH12267	549942	834765	520	-90	360	135
PRH12268	550224	834705	511	-90	360	81
PRH12269	550053	834875	432	-90	360	146
PRH12270	553231	835432	783	-90	360	74
PRH12271	550150	834610	522	-90	360	123
PRH12272	550021	834896	432	-90	360	150
PRH12273	553180	835424	785	-90	360	58
PRH12274	549702	835006	434	-90	360	147
PRH12275	554393	834886	759	-90	360	142
PRH12276	549929	834954	430	-90	360	87
PRH12277	549872	835048	407	-90	360	150
PRH12278	549830	835023	418	-90	360	99
PRH12279	554349	834919	732	-90	360	113
PRH13280	549859	834966	431	-90	360	146
PRH13281	550294	834810	442	-90	360	72
PRH13282	549900	834961	431	-90	360	144
PRH13283	553154	835440	792	-90	360	99
PRH13284	553101	835426	796	-90	360	110
PRH13285	553078	835425	798	-90	360	120
PRH13286	549428	834972	432	-90	360	156
PRH13287	553327	835956	772	-90	360	138
PRH13288	549470	834981	432	-90	360	148
PRH13289	553457	835912	791	-90	360	150
PRH13290	549532	834974	438	-90	360	135
PRH13291	549569	834976	443	-90	360	114
PRH13292	553330	835807	798	-90	360	117
PRH13293	549272	834882	425	-90	360	141
PRH13294	553356	835755	820	-90	360	110
PRH13295	549399	834949	428	-90	360	111
PRH13296	552721	835439	722	-90	360	147
PRH13297	549374	834949	421	-90	360	114

DRAFT

DDH No.	Este	Norte	Elevación (m)	Buza-miento (°)	Azimut (°)	Long. (m)
PRH13298	553379	835705	840	-90	360	126
PRH13299	552711	835395	708	-90	360	200
PRH13300	549327	834909	423	-90	360	150
PRH13301	549306	834902	424	-90	360	110
PRH13302	553654	835609	915	-90	360	129
PRH13303	549495	834999	417	-90	360	123
PRH13304	552730	835352	706	-90	360	169
PRH13305	553515	835746	877	-90	360	153
PRH13306	553696	835658	927	-90	360	150
PRH13307	553540	836000	778	-90	360	188
PRH13308	549452	834999	423	-90	360	105
PRH13309	557570	834292	598	-90	360	200
PRH13310	549548	834993	433	-90	360	135
PRH13311	549366	835004	401	-90	360	60
PRH13312	549340	834950	407	-90	360	114
PRH13313	553473	835956	779	-90	360	150
PRH13314	557625	834286	581	-90	360	200
PRH13315	553397	836025	745	-90	360	67
PRH13316	554390	834884	740	-90	360	96
PRH13317	554334	834849	717	-90	360	63

TABLA 10-3 INTERSECCIONES SIGNIFICATIVAS DEL PROGRAMA DE PERFORACIÓN – LA PAVA

Barreno - ID[(1)(2)]	De (m)	A (m)	Long. (m)[(2)]	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)
PRH12028	18	51	33	0.37	N/A	N/A
PRH12028	83	102	19	0.21	N/A	1.40
PDH12033	69	224	155	0.46	N/A	0.72
Incluyendo	103	153	50	0.77	N/A	1.52
PRH12159	20	51	31	0.01	N/A	0.32
PRH12159	97	109	12	0.17	N/A	2.89
PRH12162	12	26	14	0.01	N/A	0.31
PRH12165	0	11	11	1.07	N/A	N/A
PRH12165	43	71	28	0.14	N/A	0.86
PRH12168	8	21	13	0.01	N/A	0.39
PRH12172	0	22	22	0.42	N/A	N/A
PRH12172	69	74	5	0.16	N/A	0.75
PDH12025	1	59	58	0.39	N/A	N/A
Incluyendo	1	33	32	0.68	1.74	0.15
Incluyendo	7	24	17	0.94	1.32	0.13
Incluyendo	9	24	15	0.97	N/A	N/A
Incluyendo	13	24	11	1.09	1.52	0.15
Incluyendo	43	59	16	0.04	5.59	0.40
Incluyendo	57	58	1	0.22	23.40	1.02

DRAFT

Barreno - ID[(1)(2)]	De (m)	A (m)	Long. (m)[(2)]	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)
PDH12032	0	54	54	0.70	N/A	N/A
Incluyendo	21	35	14	1.34	N/A	N/A
PDH12034	130	155.1	25.1	0.30	N/A	N/A
PDH12041	2	60	58	0.38	1.55	0.03
Incluyendo	20	26	6	0.73	1.20	0.01
PDH12041	86	116.8	30.8	0.10	0.61	0.70
PRH12145	2	8	6	1.72	0.40	0.06
PRH12145	163	169	6	0.09	0.23	0.48
Incluyendo	164	165	1	0.12	0.40	1.20
PRH12181	0	18	18	0.45	N/A	N/A
PRH12188	0	1	1	18.60	0.20	0.10
PRH12188	4	5	1	1.53	0.10	0.02
PDH12025	14	24	10	1.12	N/A	0
PDH12025	43	49	6	0.03	N/A	0.74
PDH12036	0	7	7	0.84	N/A	0
PDH12037	0	7	7	1.92	N/A	0
PDH12038	4	9	5	2.34	N/A	0
PDH12038	13	29	16	0.92	N/A	0
Incluyendo	14	19	5	2.01	N/A	0
PDH12038	118	122	4	0.36	N/A	1.58
PDH12038	133	138	5	0.35	N/A	0.77
PDH12041	9	61	52	0.4	N/A	0
PDH12041	86	113	27	0.1	N/A	0.76
Incluyendo	88	91	3	0.13	N/A	2.52
PDH12042	141	155	14	0.07	N/A	0.38
PDH12044	117	124	7	0.09	N/A	0.44
PDH12044	345	361	16	0.08	N/A	0.44
PDH125180	158	160	2	0.44	N/A	1.15
PDH125180b	177	183	6	1.26	N/A	0.12
PRH12145	2	8	6	1.72	N/A	0
PRH12150	7	31	24	0.71	N/A	0
PRH12152	3	15	12	1.01	N/A	0
PRH12171	83	93	10	0.12	N/A	0.95
PRH12180	110	165	55	0.34	N/A	0
Incluyendo	155	165	10	0.47	N/A	0.74
PRH12188	0	5	5	4.08	N/A	0
PRH12196	153	161	8	0.41	N/A	0.03
PRH12199	8	45	37	0.41	N/A	0
PRH12199	51	79	28	0.42	N/A	0.22
PRH12201	2	5	3	0.87	N/A	0
PRH12202	3	17	14	0.42	N/A	0
PRH12205	0	5	5	0.58	N/A	0
PRH12207	61	80	19	0.79	N/A	0.17
Incluyendo	66	71	5	2.14	N/A	0.4
PRH12209	40	42	2	1.02	N/A	0
PRH12211	3	50	47	1.23	N/A	0
Incluyendo	21	41	20	1.65	N/A	0

DRAFT

Barreno - ID[(1)(2)]	De (m)	A (m)	Long. (m)[(2)]	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)
PRH12213	117	132	15	0.65	N/A	0
PRH12221	3	64	61	0.86	N/A	0
Incluyendo	3	43	40	1.04	N/A	0
PRH12221	95	121	26	0.22	N/A	0.41
PRH12223	0	6	6	0.9	N/A	0
PRH12229	0	8	8	0.68	N/A	0
PRH12236	89	92	3	0.26	N/A	0.97
PRH12247	9	12	3	1.3	N/A	0
PRH12250	21	39	18	0.22	N/A	2.4
Incluyendo	21	28	7	0.28	N/A	5.26
PRH12254	0	15	15	0.62	N/A	0
PRH12255	15	28	13	0.34	N/A	0.72
PRH12201	0	7	7	0.49	0.40	0.01
PRH12207	62	79	17	0.18	0.71	0.86
PRH12209	39	42	3	0.78	0.23	0.03
PRH12216	0	9	9	0.31	0.12	0.04
PRH12219	0	33	33	0.25	0.94	0.02
PRH12221	3	143	140	0.47	5.03	0.12
Incluyendo	3	64	61	0.86	4.82	0.03
Incluyendo	35	43	8	1.77	5.95	0.04
Incluyendo	71	86	15	0.26	11.50	0.04
Incluyendo	94	108	14	0.29	6.93	0.49
PRH12223	0	10	10	0.68	0.42	0.02
PRH12229	0	9	9	0.63	0.29	0.09
PRH12229	94	99	5	0.06	0.10	0.32
PRH12232	140	144	4	0.35	1.30	0.21
PRH12236	89	92	3	0.26	0.27	0.97
PRH12237	82	90	8	0.30	0.96	0.36
PRH12167	0	22	22	0.25	N/A	N/A
PRH12169	2	17	15	0.75	N/A	N/A
PRH12181	0	18	18	0.45	N/A	N/A

(1) Los números de barreno con prefijo PDH son barrenos de perforación con diamante.
(2) Los números de barrenos con el prefijo PRH son barrenos con perforación de circulación inversa (RC).
(3) Los intercectos se reportan como espesores barrenados o perforados y son anchos aparentes solamente.

DRAFT

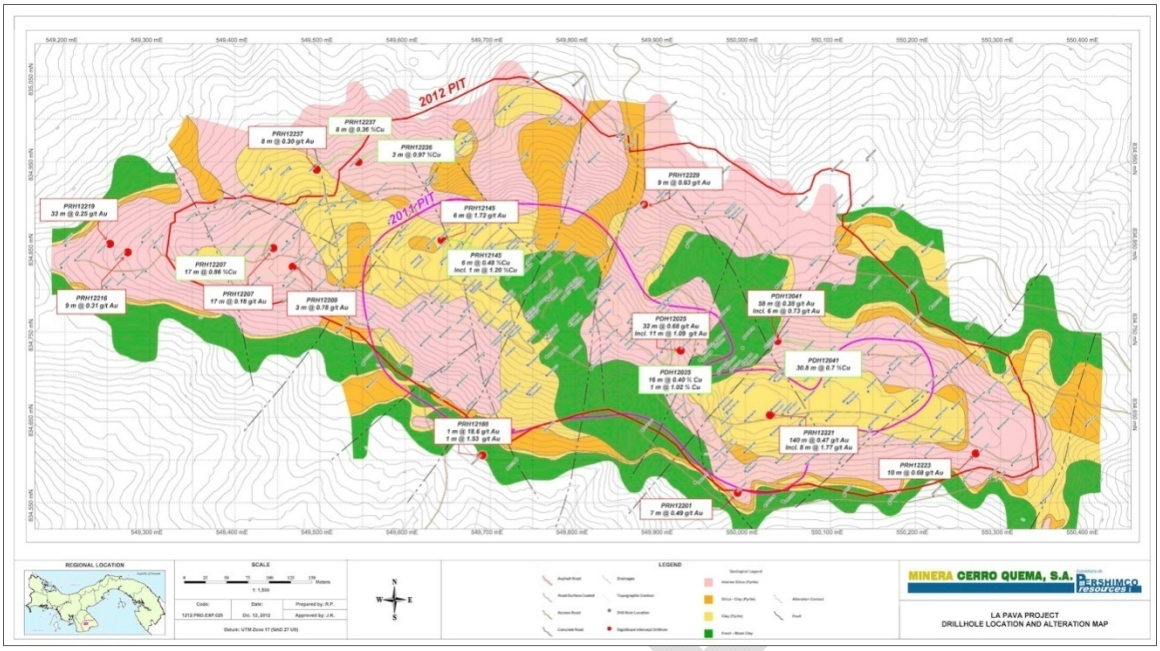
TABLA 10-4 INTERSECCIÓN SIGNIFICATIVAS DEL PROGRAMA DE PERFORACIÓN – QUEMA-QUEMITA

Barreno - ID[(1)]	De (m)	A (m)	Long. (m)[(2)]	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)
PRH12161	0	14	14	0.40	N/A	N/A
PRH12161	44	67	23	0.25	N/A	N/A
PRH12179	7	18	11	1.00	N/A	N/A
PRH12048	7	42	35	0.05	N/A	0.20
PRH12149	86	100	14	0.06	N/A	0.45
PRH12050	52	66	14	0.05	N/A	0.63
PRH12053	35	36	1	0.01	N/A	0.47
PRH12091	0	3	3	0.13	N/A	0.47
PRH12093	57	59	2	0.06	N/A	0.46
PRH12095	43	51	8	0.06	N/A	0.72
PRH12121	0	123	123	0.03	N/A	0.13
PRH12123	39	69	30	0.04	N/A	0.13
PRH12178	0	71	71	0.49	N/A	N/A
Incluyendo	0	14	14	1.61	N/A	N/A
PRH12200	0	32	32	0.44	N/A	0
Incluyendo	9	23	14	0.64	N/A	N/A
PRH12076	0	22	22	0.49	N/A	N/A
PRH12077	23	26	3	0.63	N/A	N/A
PRH12071	34	41	7	0.42	N/A	N/A
PRH12212	27	31	4	0.44	N/A	N/A
PRH12147	0	27	27	1.38	N/A	N/A
PRH12084	21	29	8	0.49	N/A	N/A
PRH12099	75	78	3	0.78	N/A	N/A
PRH12100	65	69	4	0.38	N/A	N/A
PRH12103	23	28	5	0.29	N/A	N/A
PRH12215	2	8	6	0.35	0.10	0.02
PRH12217	43	68	25	0.36	7.61	0.06
PRH12220	72	75	3	1.34	0.10	0.07
PRH12238	22	84	62	0.63	5.57	0.07
Incluyendo	37	49	12	0.92	2.48	0.03
Incluyendo	77	83	6	0.94	28.07	0.27
PRH12242	56	77	21	0.5	N/A	0
PRH12244	105	114	9	0.04	N/A	0.51
PRH12246	23	125	102	0.05	N/A	0.46
Incluyendo	23	52	29	0.07	N/A	0.92
PRH12252	39	57	18	0.44	N/A	0.71
PRH12259	2	10	8	3.84	N/A	0

(1) Los números de barrenos con el prefijo PRH son barrenos con perforación de circulación inversa (RC).
(2) Los interceptos se reportan como espesores barrenados o perforados y son anchos aparentes solamente.

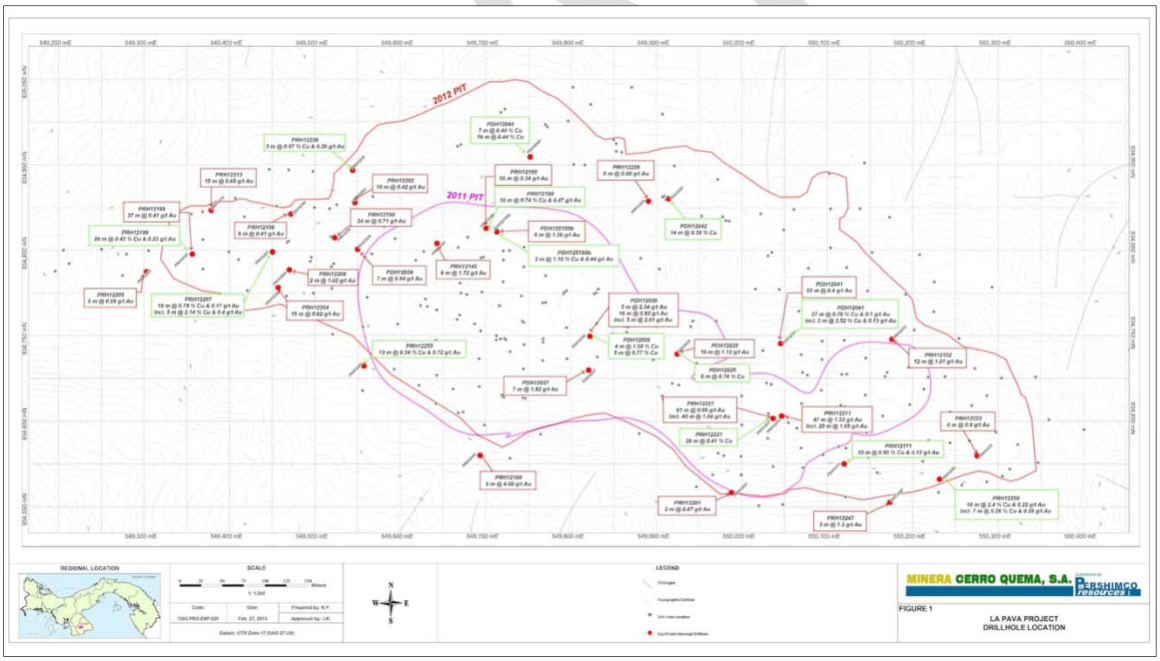
DRAFT

FIGURA 10.1 UBICACIONES DE BARRENOS Y MAPA DE ALTERACIÓN – YACIMIENTO LA PAVA



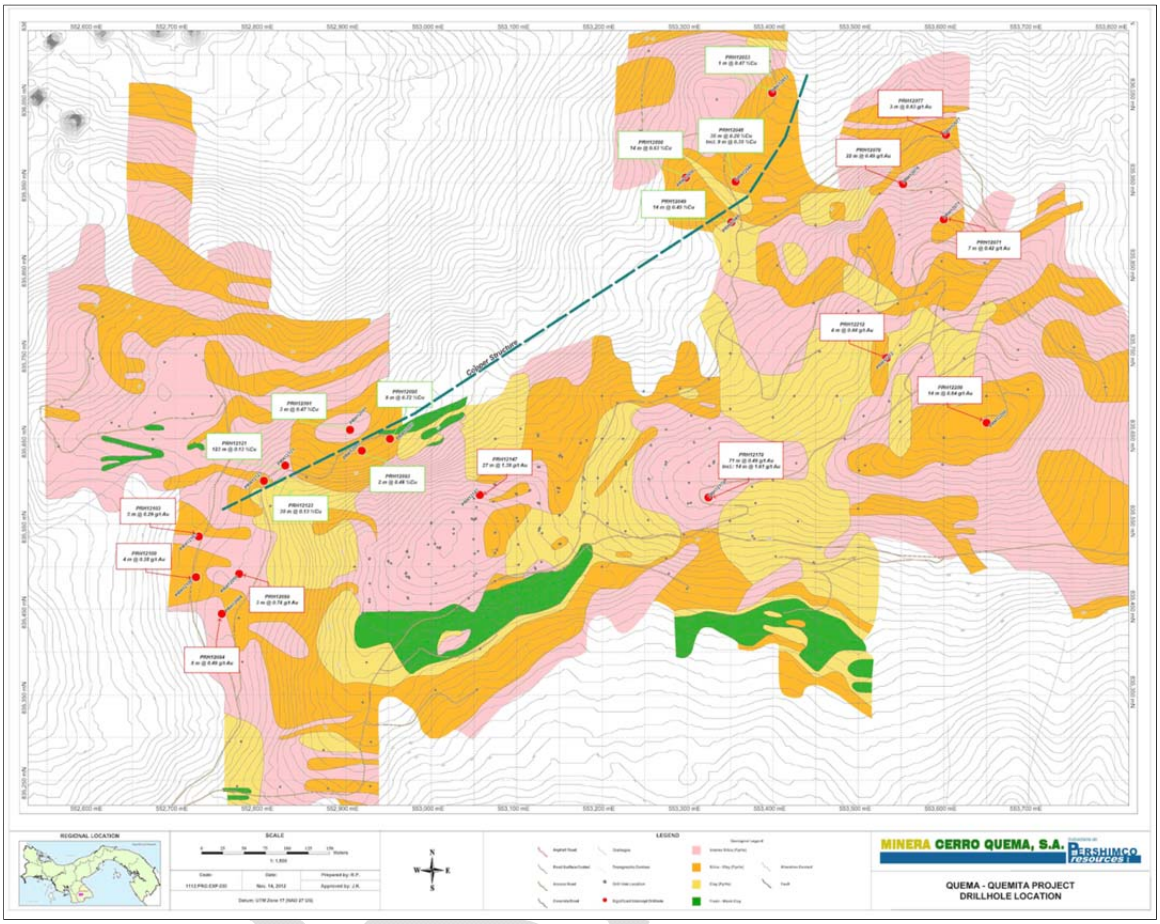
*(**Fuente:** www.pershimco.ca)*

FIGURA 10.2 UBICACIONES DE BARRENOS – YACIMIENTO LA PAVA



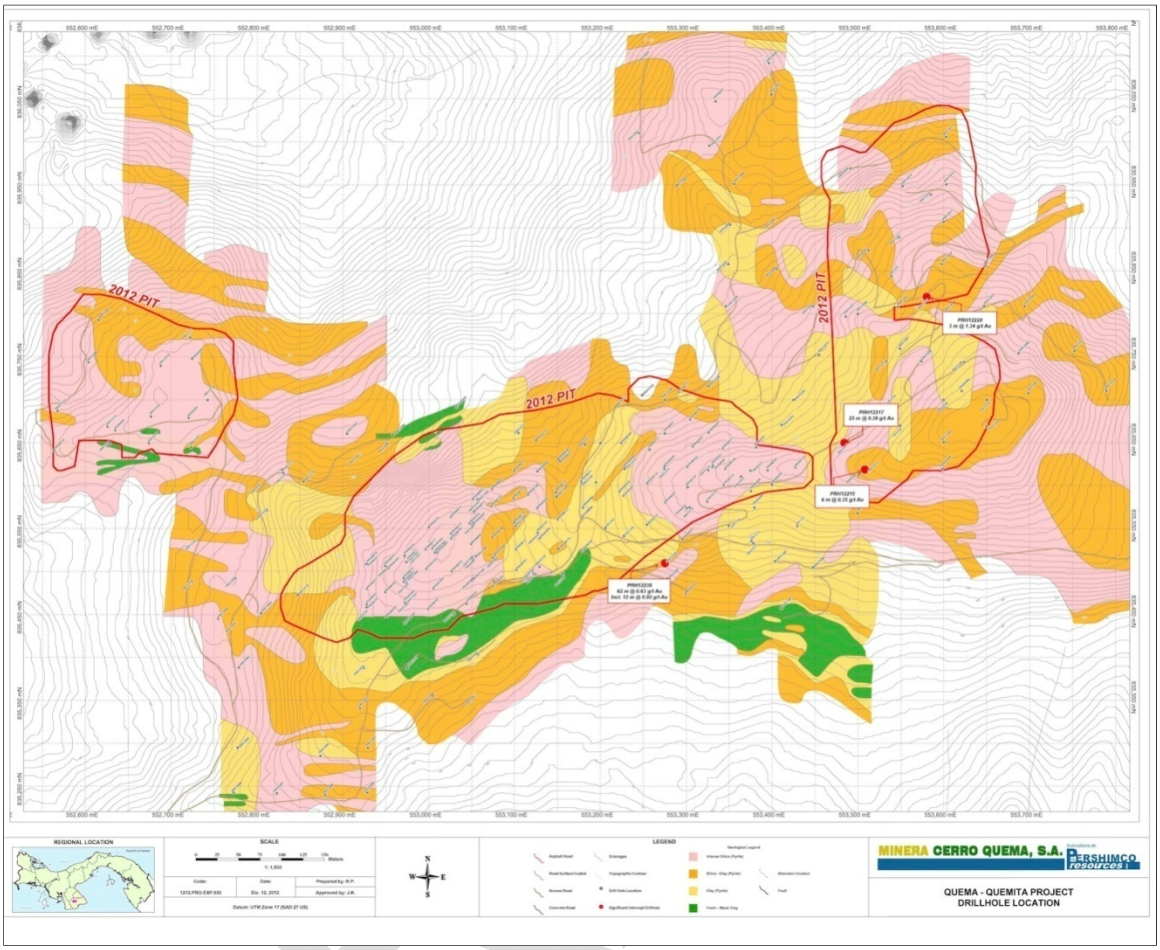
*(**Fuente:**www.pershimco.ca)*

FIGURA 10.3 UBICACIONES DE BARRENOS Y MAPA DE ALTERACIÓN – YACIMIENTO QUEMAQUEMITA



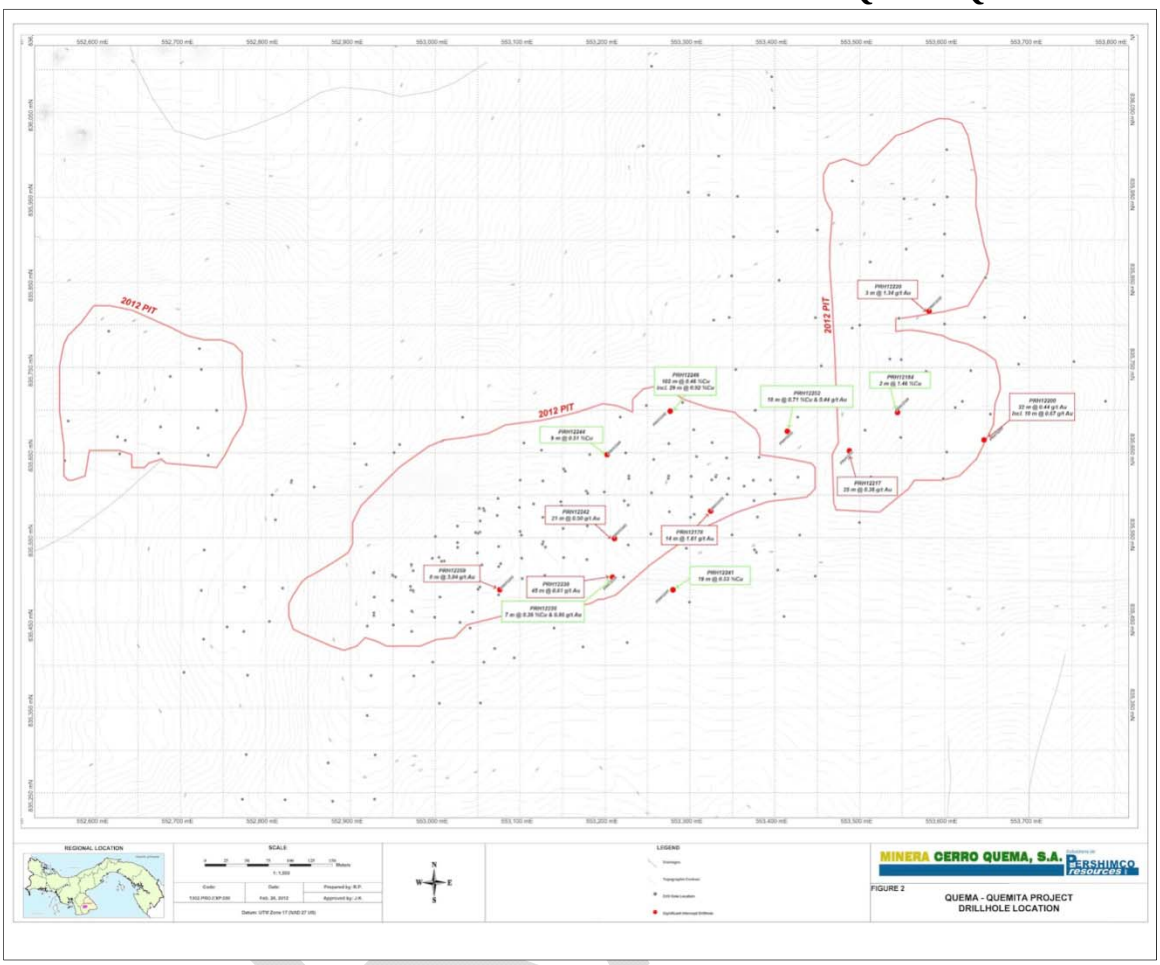
(***Fuente:*** *www.pershimco.ca)*

FIGURA 10.4 UBICACIONES DE BARRENOS, MAPA DE ALTERACIÓN Y ESQUEMAS DEL TAJO – YACIMIENTO QUEMAQUEMITA



*(**Fuente:** www.pershimco.ca)*

FIGURA 10.5 UBICACIONES DE BARRENOS – YACIMIENTO QUEMA/QUEMITA



(***Fuente:*** *www.pershimco.ca)*

11 PREPARACIÓN DE MUESTRAS, ANÁLISIS Y SEGURIDAD

Se recolectaron muestras de las virutas de testigo de barrenación con diamante y circulación inversa ("RC") a un metro de distancia cada una, aproximadamente. En el eventual caso de que hubiese alguna pérdida de testigo o virutas, algún cambio en el contacto litológico, o el contacto de veta o algún cambio en el esquema de muestras de óxido a sulfuro, el tamaño mínimo de muestra que se permitió fue de 0.5 metros y el máximo fue de 1.5 metros.

Los contactos litológicos, contactos de veta y contenido de sulfuro fueron respetados con un intervalo apropiado de muestras en la medida de lo posible.

Se implementó un programa exhaustivo de control de seguridad/calidad ("QA/QC" o "QC"), el cual incluía un espacio en blanco de campos y por lo menos un material de referencia certificado (también referido como norma o estándar), para cada lote de 20 muestras enviadas al laboratorio.

Cada lote de muestras enviadas al laboratorio siguió las siguientes recomendaciones:

- Todas las muestras del mismo lote debían tener el mismo tipo de esquema de muestras (Óxido o sulfuro);
- Las normas de Óxido (OxD87 and OxK94) consistieron de una bolsa sellada de 50 gramos;
- Las normas de sulfuro (SF57 y SF67) consistieron de una bolsa sellada de 50 gramos;
- Las normas de sulfuro (OREAS 161 y OREAS 162) consistieron de una bolsa sellada de 30 gramos;
- La colocación de las normas y espacios en blanco de cada lote se rotaron siguiendo un patrón regular;
- Además de la inserción de normas y espacios en blanco de campos, se prepararon y analizaron duplicados de pulpa por cada lote.

11.1 Protocolo de Muestreo en el Laboratorio Principal

El laboratorio Principal que utilizó Pershimco fue Activation Laboratories ("Actlabs"). Las muestras fueron enviadas al laboratorio Actlabs en Panamá para su preparación y las pulpas resultantes fueron enviadas a Actlabs en Ancaster, Ontario, Canadá, para su análisis.

Las muestras se enviaron inicialmente a las instalaciones de preparación de muestras en Panamá. Las muestras individuales se ingresaron al Sistema del Manejo de la Información de Laboratorios ("LIMS" por sus siglas en inglés) por el personal de Actlabs, se secaron y molieron finamente para que el 85% pasara <2 mm. Las muestras se regresan en ese momento una segunda vez a la secadora e inmediatamente después de sacarlas de la secadora se pulverizan al 85% para que pasen la malla -200 y se dividen mediante agitación a 150 gramos. Las muestras preparadas se colocan entonces en bolsas herméticas o zip lock al vacío y luego en contenedores de plástico de 5 galones, los cuales se sellan y se envían por servicios correo express a Actlabs en Ancaster, Ontario, Canadá, para su ensaye. Los tenores de muestra para plata y cobre se determinan utilizando un método ICP de múltiples elementos y el oro se determina mediante el

método de ensaye al fuego con acabado de absorción atómica. Los valores de oro que excedan los 2.5 gramos de oro por tonelada se vuelven a correr utilizando ensaye al fuego con un acabado gravimétrico.

Actlabs cuenta con instalaciones en Norte, Centro y Sudamérica, Australia, África, Groenlandia y Mongolia.

El Sistema de Calidad de Actlabs se acredita por las normas internacionales de calidad a través de la Organización Internacional para Normas/Comisión Internacional de Electrotecnia (ISO/IEC) 17025 (ISO/IEC 17025 incluyendo ISO 9001 y las especificaciones de la ISO 9002) junto con el CAN-P-1758 (Forense), CAN-P-1579 (Análisis Mineral) y CAN-P-1585 (Medio Ambiente) para pruebas específicas registradas por la SCC. El programa de acreditación incluye auditorías en marcha, las cuales verifican el sistema QA y todos los métodos de pruebas registradas que sean aplicables. Actlabs también se encuentra acreditado por el programa NELAC por sus siglas en inglés (*National Environmental Laboratory Accreditation Conference* o Conferencia de Acreditación a Laboratorios Nacionales del Medio Ambiente) y por Health Canada (Salud Canadá).

En la Sección 12.2 se presentan los resultados del programa de Control de Calidad.

Los autores creen que la preparación, seguridad y procedimientos analíticos de las muestras son válidos conforme a la práctica industrial normativa y se responsabilizan de producir resultados de calidad que sean adecuados para el uso del actual estimado de recursos.

12 Verificación de Datos

12.1 Visita al Sitio y Muestreo Independiente

Antoine Yassa, Geo. Prof., y una persona calificada, ("PC") de acuerdo con la definición establecida por el Instrumento Canadiense Nacional NI 43-101, "Estándares de Divulgación para Proyectos Mineros", recientemente visitó el Proyecto Cerro Quema el 2 de octubre de 2013, (y anteriormente el 17 y 18 de enero de 2012). Durante la visita al sitio en octubre el Sr. Yassa recogió 12 muestras de cuatro barrenos. Se recolectaron muestras de una fracción de ¼ de la media caja de testigos restantes de la caja de testigos, o tomando una escisión con los recortes de RC. Las muestras se colocaron en bolsas de plástico con una etiqueta de identificación única y se colocaron en una bolsa más grande para el transporte. El Sr. Yassa llevó las muestras a DHL en Chitré, desde donde fueron enviadas a las oficinas de P&E en Brampton, Ontario. A partir de ahí, las muestras se enviaron a través de mensajería a AGAT Laboratorios en Mississauga, Ontario, para su análisis.

AGAT ha desarrollado e implementado en cada una de sus ubicaciones un Sistema de Gestión de Calidad (SGC) diseñado para asegurar la producción de datos consistentemente confiables. El sistema cubre todas las actividades del laboratorio y toma en cuenta los requisitos de las normas ISO.

AGAT mantiene registros y acreditaciones ISO. Los registros y acreditaciones ISO proporcionan verificación independiente de que SGC está en funcionamiento en el lugar en cuestión. La mayoría de los Laboratorios AGAT están registrados o pendientes de registro en la norma ISO 9001:2000.

En las Figuras 12.1 y 12.2 se presentan los resultados del muestreo independiente.

Figura 12.1 Debida diligencia de la verificación de los resultados de oro en el Proyecto Cerro Quema

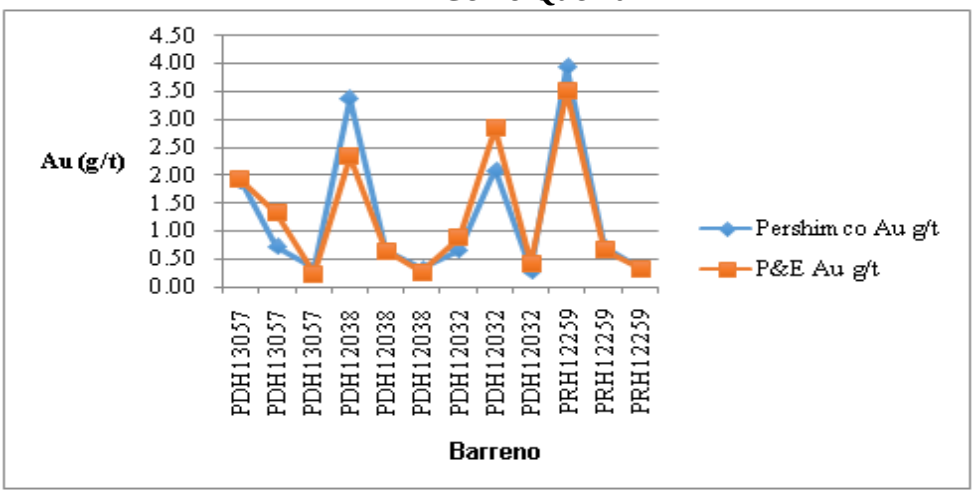
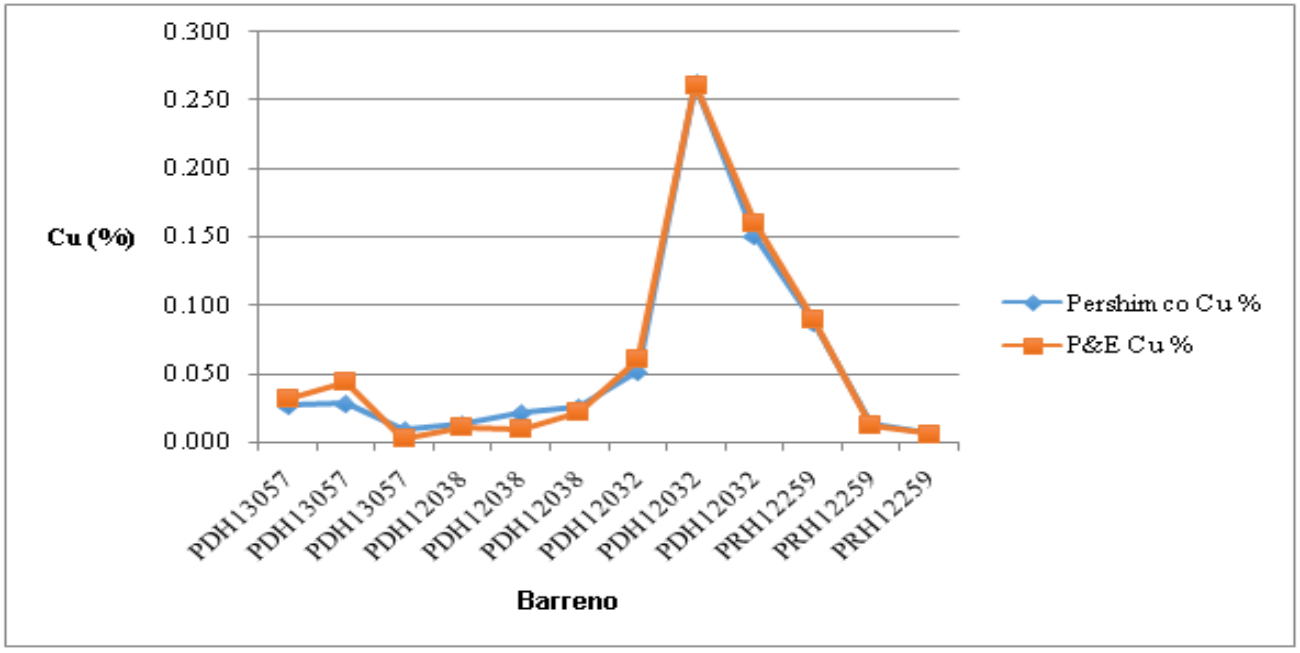


Figura 12.2 Debida diligencia de la verificación de los resultados de cobre en el Proyecto Cerro Quema



12.1.1 Desempeño de Materiales de Referencia Certificada

Pershimco implementó un sólido programa de AQ/CC en 2010, cuando adquirieron el Proyecto Cerro Quema, y este programa de QC se ha mantenido desde ese momento a través de los programas de perforación en 2011, 2012 y 2013. El programa de CC incluyó la introducción de materiales de referencia certificada, blancos de campo y la preparación de muestras duplicadas de pulpa. El autor de esta sección revisó todos los resultados del programa de QC del 2012-2013, y los detalles se proporcionan en las siguientes secciones. Es de señalar que los resultados de los programas de perforación 2010-2011 fueron verificados previamente por P&E y se encontró que habían aprobado los estrictos procedimientos de QC.

Para los programas de perforación 2012 y 2103, un total de seis materiales certificados de referencia (también conocidos como estándares) se utilizaron para supervisar la precisión del laboratorio. Dos de los estándares recibieron la certificación sólo Cu (sólo cobre), y cuatro de ellos fueron certificados sólo Au (sólo oro). Había 1,725 estándares analizados en busca de oro y 1,155 estándares analizados para el cobre.

El rendimiento para cada uno de los estándares se muestra en las siguientes gráficas. Algunas normas se desempañaron mejor que otras, con la desviación de instrumentos y pocos sesgos observados para algunos. Generalmente, el rendimiento fue satisfactorio, sin embargo, hay margen de mejora. Las fallas observadas no tuvieron impacto en la gran base de datos.

Figura 12.3 Desempeño de OxK94 para Oro

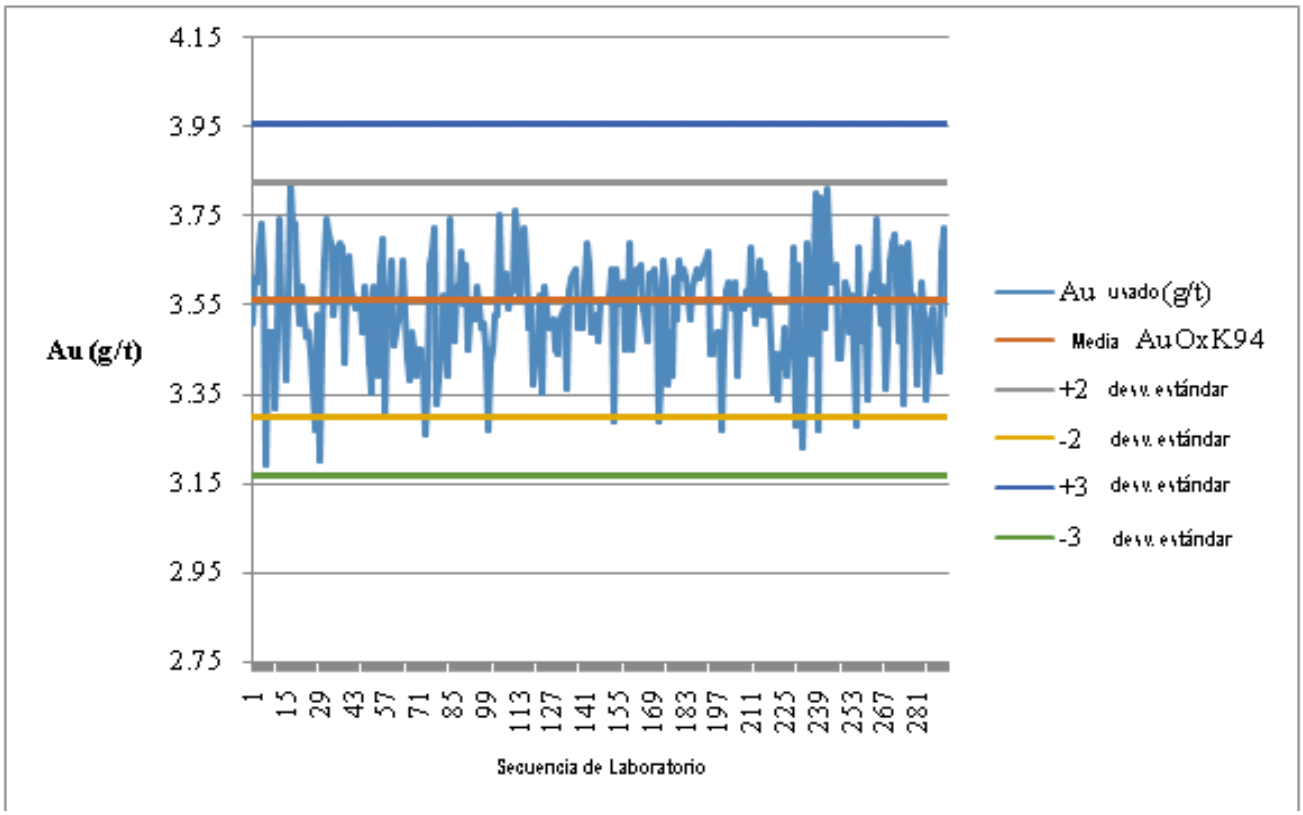


Figura 12.4 Desempeño de OxD87 para Oro

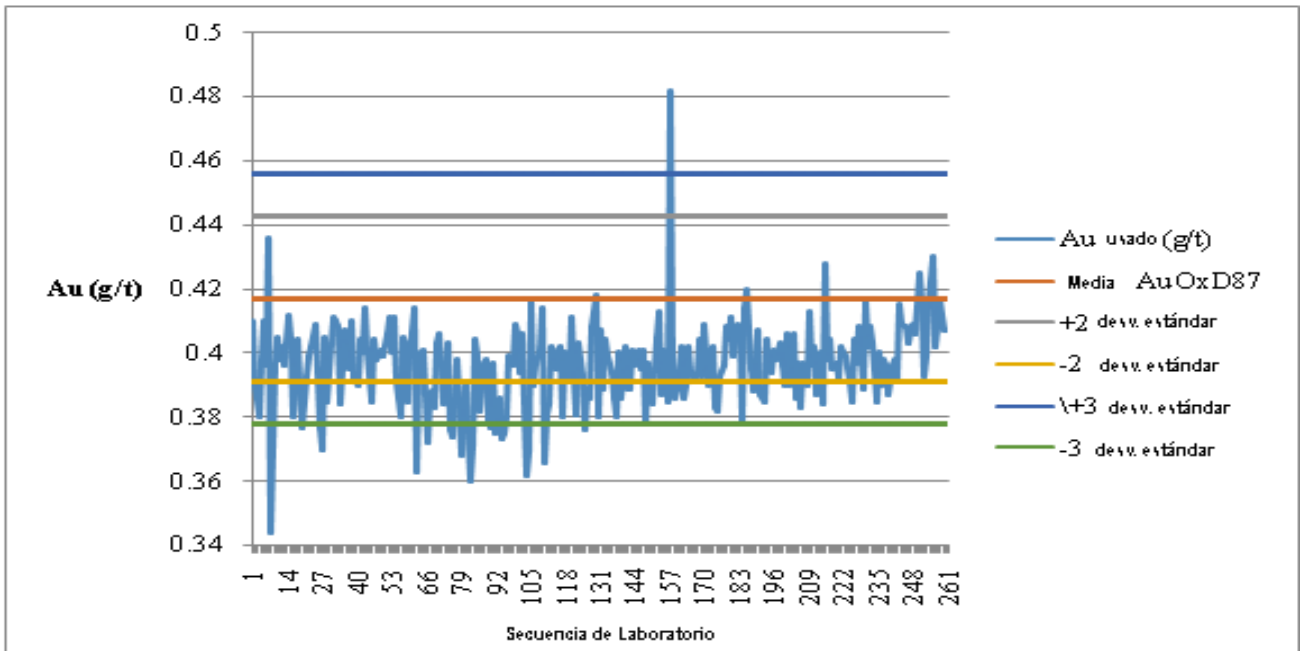


Figura 12.5 Desempeño de SF57 para Oro

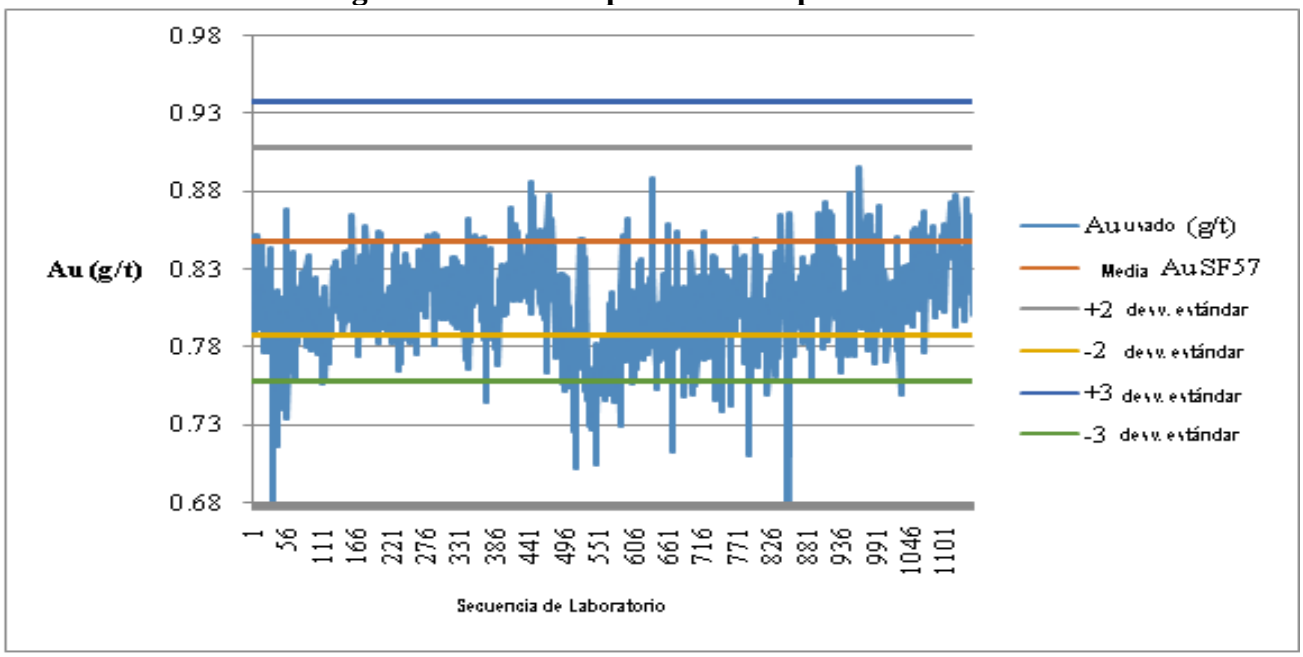


Figura 12.6 Desempeño de SF67 para Oro

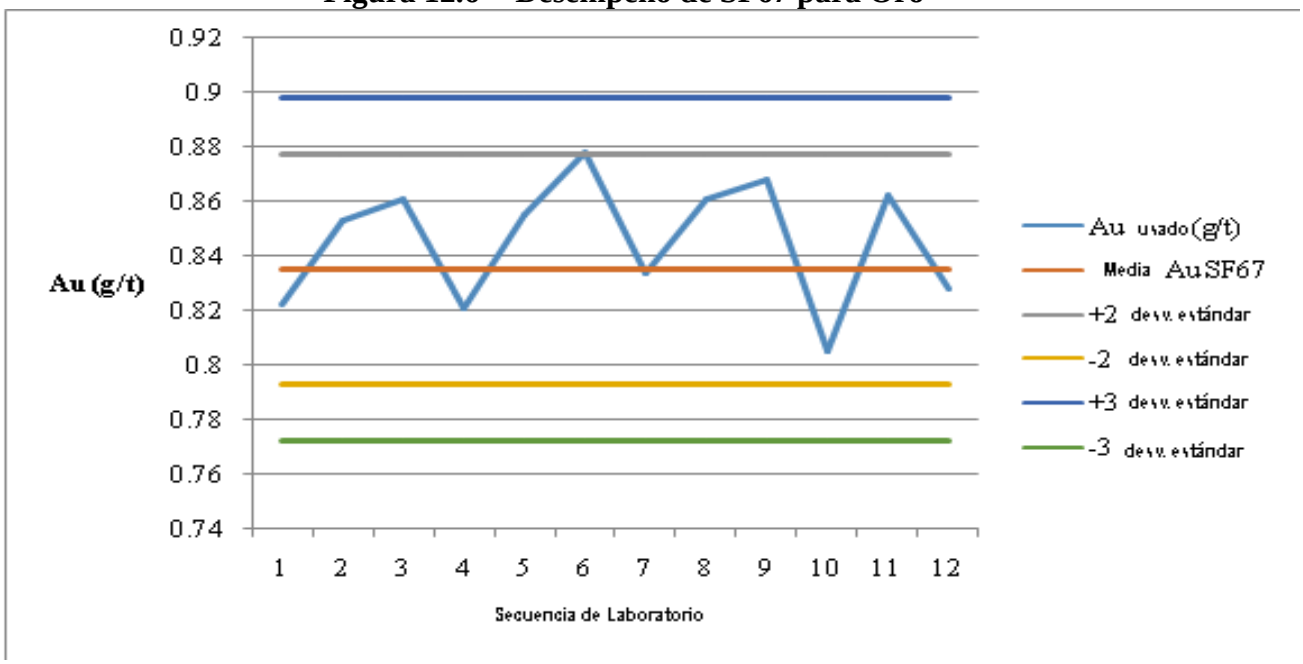


Figura 12.7 Desempeño de Oreas 161 para Cobre

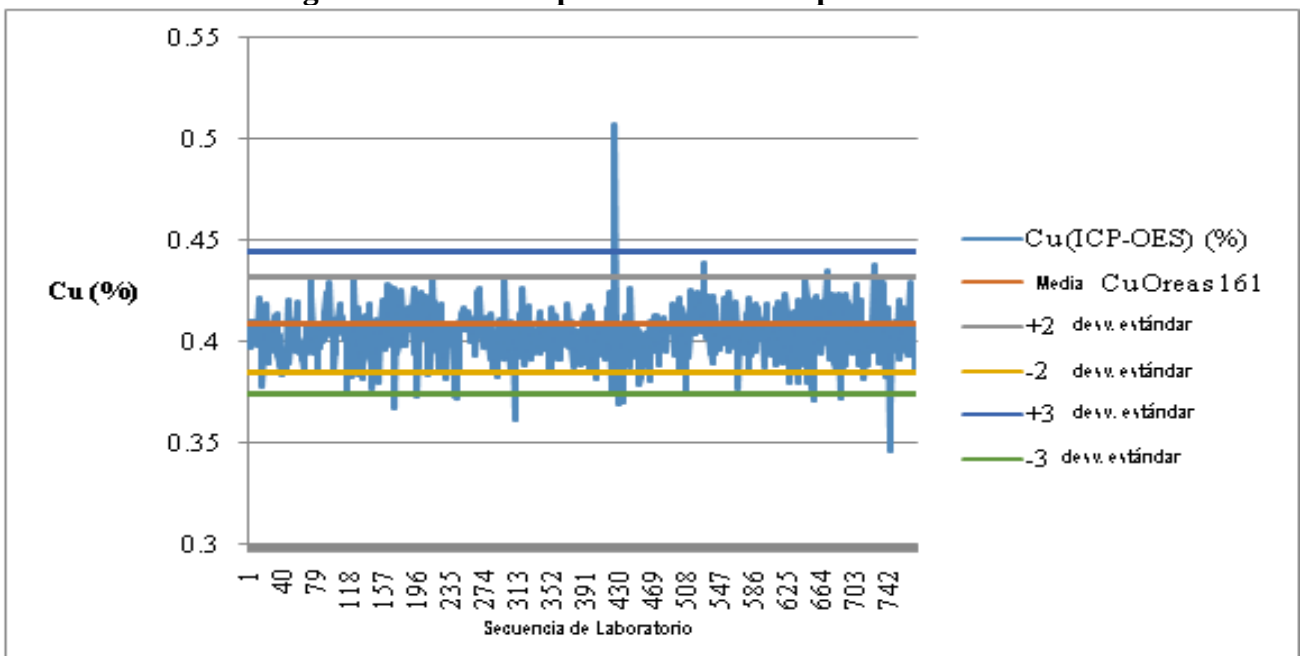
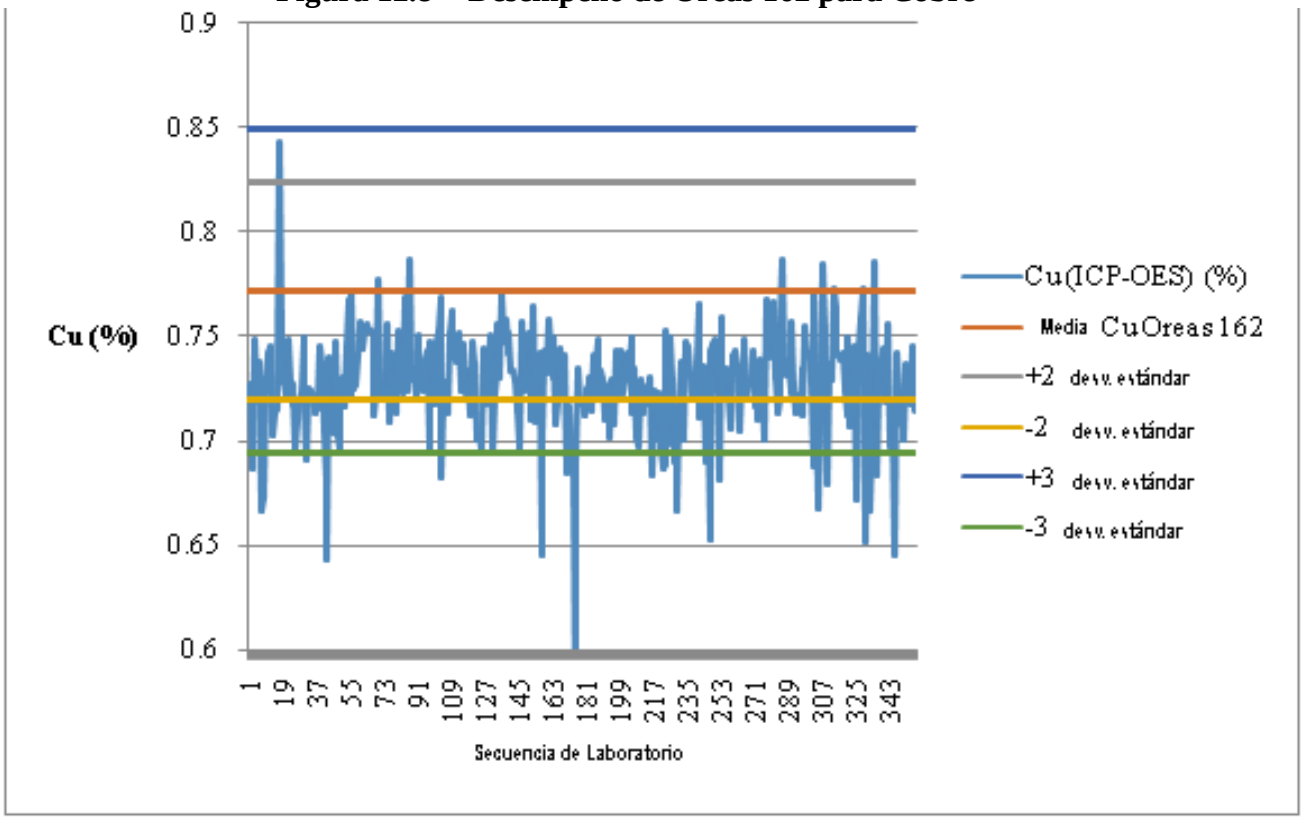


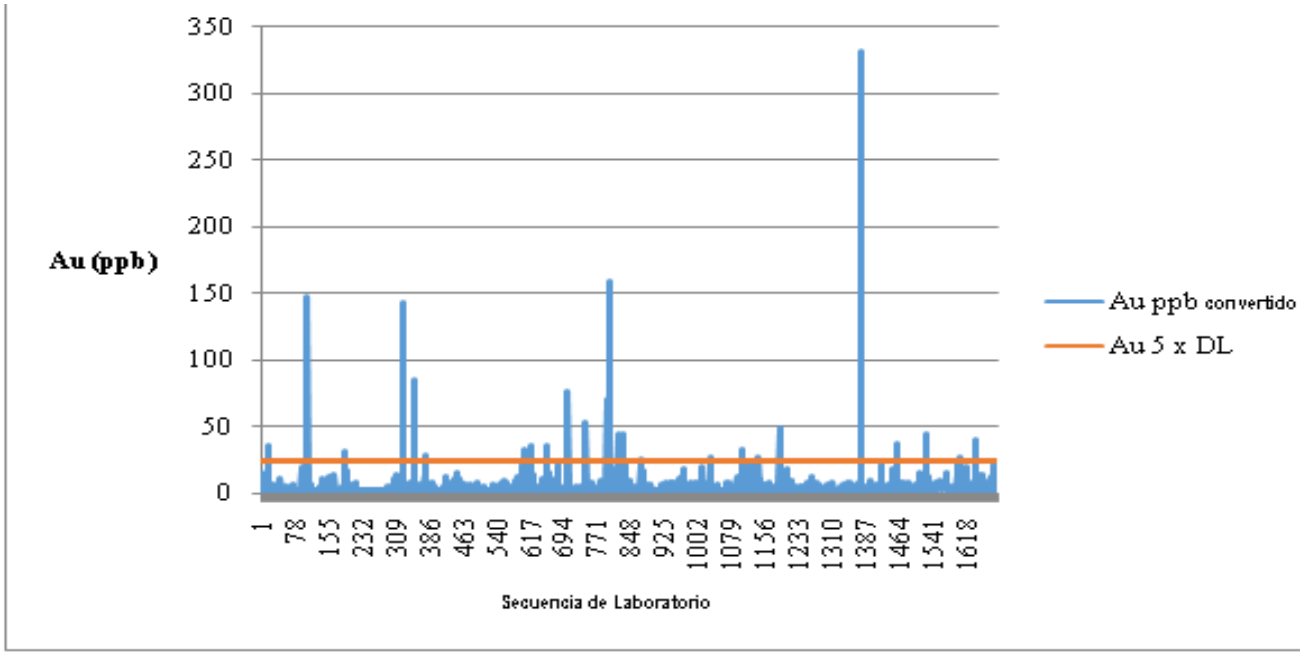
Figura 12.8 Desempeño de Oreas 162 para Cobre



12.1.2 Desempeño del Material Blanco de Campo

Se descubrió que la masa rocosa encontrada en el Kilómetro 0 en la Propiedad Cerro Quema, llamada “Km. 0 Minera Quema” era adecuada para usarse como un blanco de campo. El tamaño de la fracción del blanco de campo tiene que ser lo suficientemente grande como para requerir la trituración, con el fin de vigilar la contaminación en todas las etapas de reducción de la muestra. Los resultados de las 1,691 muestras analizadas en blanco indicaron que no hubo contaminación en ningún nivel en el laboratorio. Los resultados se presentan en la Figura 12.9.

Figura 12.9 Desempeño del Material Blanco para Oro



12.2 Desempeño de Duplicados

Durante las campañas de perforación 2012-2013 había 651 pares de pulpa duplicados analizadas por oro. Cuando los pocos valores atípicos se retiraron de la base de datos, la precisión fue mejor que el 10% en torno a la ley de corte.

P&E ha declarado la información adecuada para su uso en la estimación actual de los recursos.

14 ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES

14.1 Introducción

La estimación de recursos minerales presentada en este documento se reporta de acuerdo con el Instrumento Nacional 43-101 de Administradores de Valores Canadienses y se estimó de conformidad con las directrices de la aceptación general CIM "Las Mejores Prácticas de Estimación de Recursos y Reservas Minerales". Los recursos minerales no son reservas minerales y no demostraron tener viabilidad económica. No hay garantía de que todo o parte de un recurso mineral se convertirá en reservas minerales. La confianza en la estimación de recursos minerales inferidos es insuficiente para permitir la aplicación significativa de los parámetros técnicos y económicos o para permitir una evaluación de viabilidad económica digna de divulgación pública. Los recursos minerales también pueden verse afectados por posteriores rellenos y perforaciones de exploración que pueden dar lugar a cambios en las estimaciones posteriores de los recursos minerales.

Todo el trabajo de estimación de recursos minerales aquí reportado fue realizado por Eugene Puritch; P. Eng., AntoinneYassa; P. Geo., y Fred Brown, P. Geo., son tres personas calificadas independientes en términos de NI 43-101. Un borrador de este informe fue revisado por Pershimco Inc. por errores de hecho. El modelo de recursos minerales y su estimación se hicieron utilizando el programa de software 'Gemcom GEMS' disponible en el mercado. La optimización del tajo a cielo abierto se realizó con el programa de software 'Whittle Four-X Single Element'. La fecha de vigencia de esta estimación de recursos minerales del 1 de noviembre de 2013.

14.2 Estimaciones previas de recursos

La estimación de recursos minerales pública más reciente para los depósitos de Cerro Quema reporta 513,000 onzas con derivados de óxido de oro en la categoría indicada, 50,600 onzas con derivados de óxido de oro en la categoría de inferidos; 57,000 onzas con derivados de sulfuro de oro en la categoría indicada, y 30,400 onzas con derivados de sulfuro de oro en la categoría inferida (Tabla 14-1). Esta estimación de recursos minerales fue sustituida por el cumplimiento de la estimación de recursos minerales NI 43-101 que es el objeto de este informe.

TABLA 14.1 RESUMEN DE LA ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES DECLARADOS AL 20 DE SEPTIEMBRE DE 2012

Fuente	Corte Au g/t	Clase	Toneladas	Ley Au g/t	Ley Cu %	Au onzas	AuEq onzas
Óxido	0.15	Indicado	20,189,000	0.79		513,000	nulo
Sulfuro	0.30	Indicado	2,750,000	0.64	0.24	57,000	nulo
Total		**Indicado**	**22,939,000**	**0.77**		**570,000**	**nulo**
Óxido	0.15	Inferida	4,492,000	0.35		50,600	nulo
Sulfuro	0.30	Inferida	1,963,000	0.48	0.32	30,400	nulo
Total		**Inferida**	**6,455,000**	**0.39**		**81,100**	**nulo**
Sulfuro	0.30	Inferida	1,470,000	1.63	0.86	nulo	76,900

[1]Puritch E, R Sutcliffe, Wu Y, Armstrong T y Yassa A (2012) *Informe técnico y estimación de recursos minerales del proyecto Cerro Quema, Provincia de Los Santos, Panamá*. Informe técnico elaborado por P & E Mining Consultants Inc. para Pershimco Resources Inc., el 20 de septiembre del 2012.

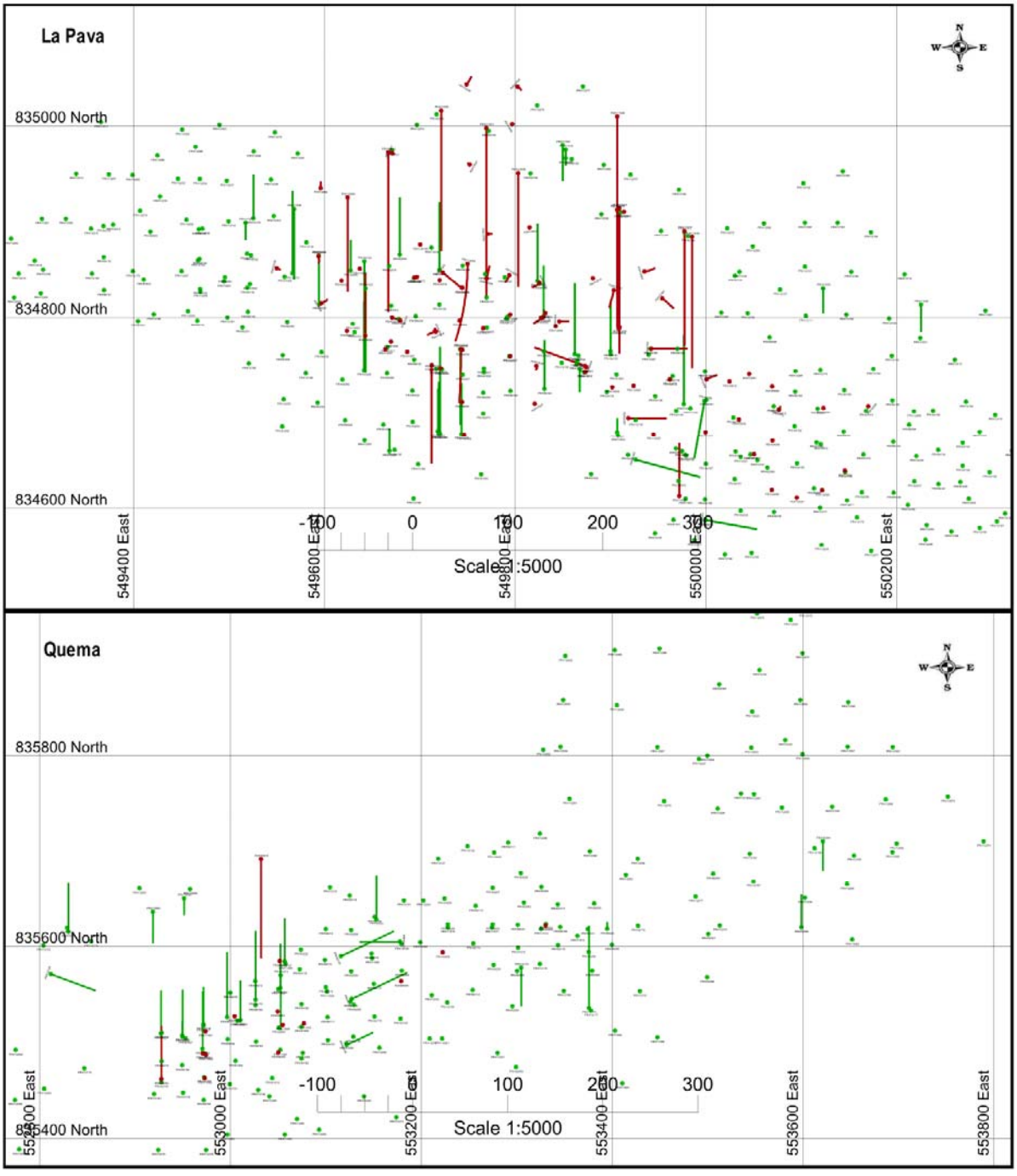
14.3 Datos suministrados

Todos los datos de perforación fueron proporcionados por Pershimco electrónicamente (Tabla 14-2). La información proporcionada incluye coordenadas de collar, datos del estudio de barrenos o testigos, valores de ensayo e intervalos de litología. Todos los datos suministrados de coordenadas se relacionan con UTM NAD 83. La base de datos suministrada por Pershimco contiene 714 registros de barrenos. Después de contabilizar los barrenos fuera del área inmediata del proyecto, los barrenos re-perforados y los barreno sin información de ensaye, la base de datos implementada por P & E contiene los resultados de 641 barrenos (Figura 14-1).

TABLA 14.2 RESUMEN DE LA BASE DE DATOS

Tipo	Conteo	Metros totales
Barrenación con diamante	109	22882.39
Circulación inversa	532	45459.43
Total	**641**	**68,341.82**

FIGURA 14.1 DISTRIBUCIÓN DE PERFORACIONES



14.4 Validación de la base de datos

Las comprobaciones de validación del estándar de la industria se completaron con las bases de datos suministradas. P & E normalmente valida una base de datos de recursos minerales mediante la comprobación de inconsistencias en los convenios de denominación o unidades de análisis, entradas duplicadas, intervalo, valores de longitud o distancia menor o igual a cero, los resultados del ensayo en blanco o de valor nulo, intervalos fuera de secuencia, intervalos o distancias superiores a la longitud reportada de la perforación del agujero, ubicaciones inapropiadas del cuello, e intervalos y campos de coordenadas faltantes. P & E no observó errores de validación significativos. P & E cree que la base de datos suministrada es apropiada para la estimación de recursos minerales.

14.5 Gravedad específica

Pershimco suministró un total de 4,045 mediciones de gravedad específica. Los dos valores de gravedad específica más altos reportados de 28.44 y 32.18 fueron considerados por P & E como valores atípicos y no se usaron. Los valores de gravedad específica restantes oscilan entre 1.07 toneladas por metro cúbico hasta 4.64 toneladas por metro cúbico, con un valor de gravedad específica promedio reportado de 2.66 toneladas por metro cúbico. Todas las mediciones de gravedad específica fueron determinadas por Pershimco usando la inmersión en agua del testigo de cada barreno.

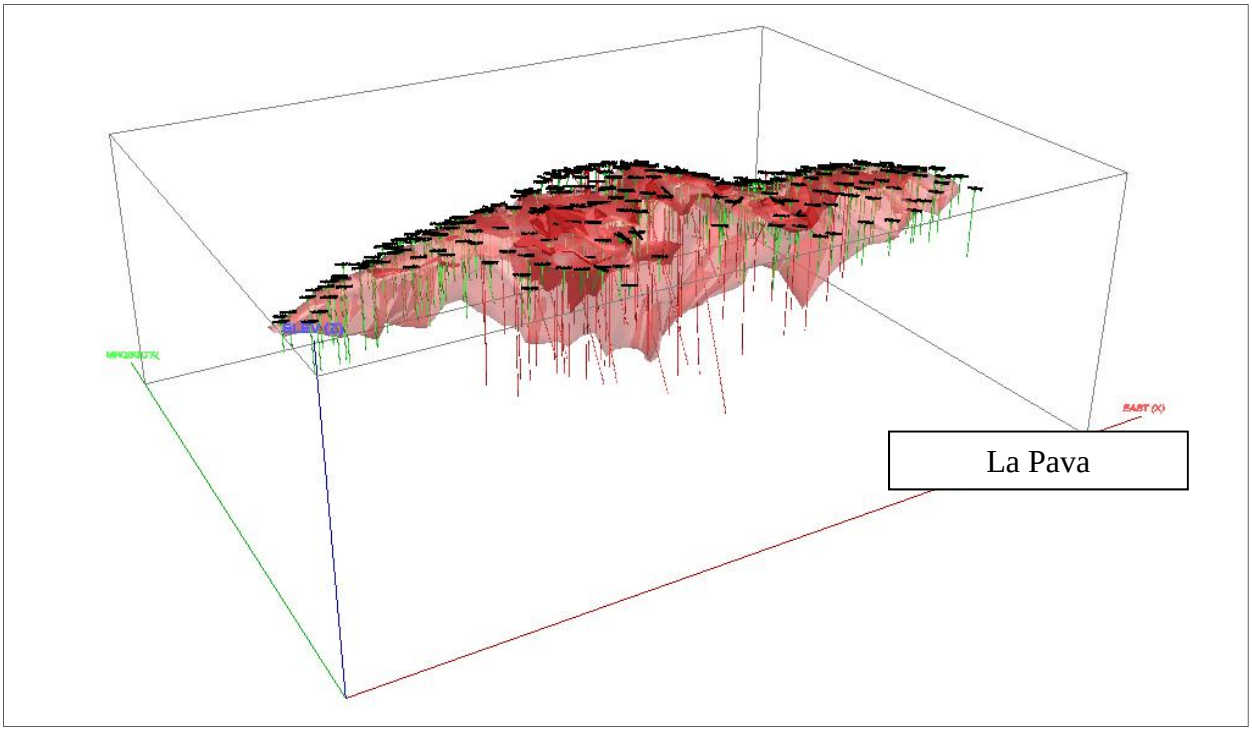
14.6 Modelado del dominio del oro

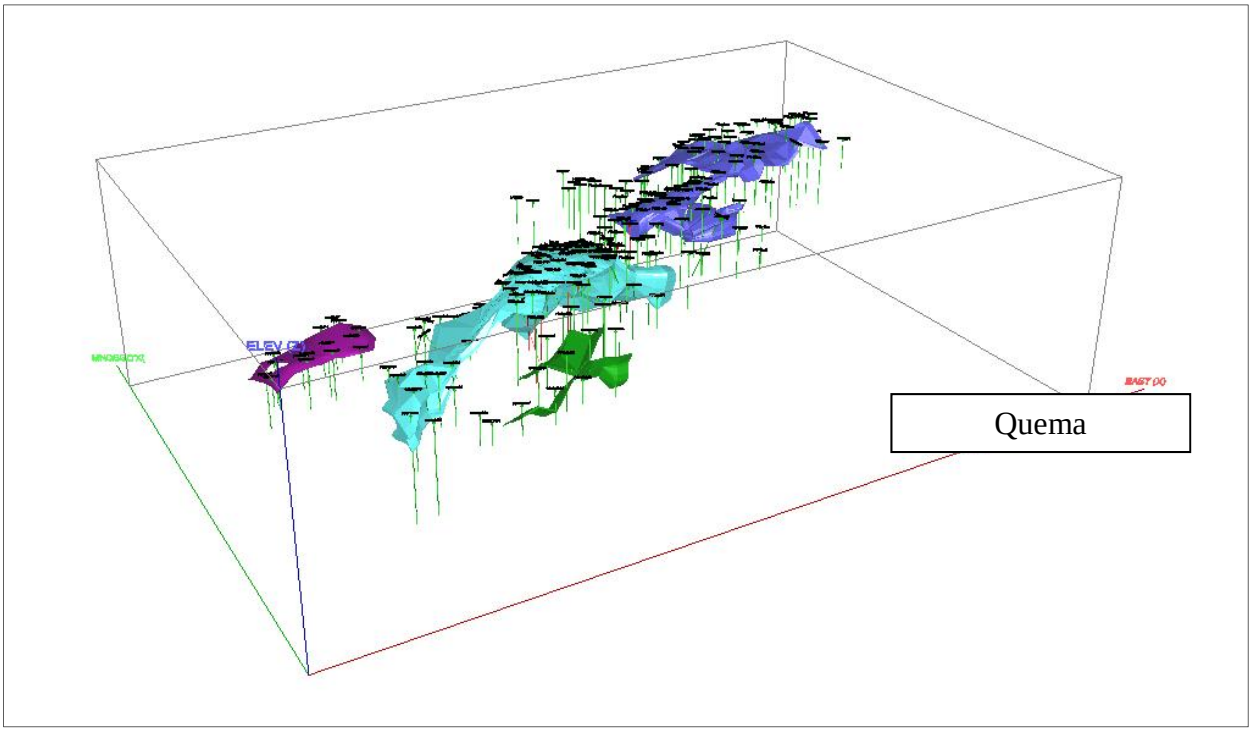
Se determinaron las fronteras que limitan el dominio mineralizado del oro en Cerro Quema a partir de la litología, la interpretación de estructura y granulometría de la frontera mediante inspección visual de las secciones de perforaciones. Los dominios fueron creados con la digitalización de la pantalla de computadora de intercepciones de barrenos realizados por Antoine Yassa; P. Geo. Los dominios de contornos de alta ley de Au fueron influenciados por la selección de material mineralizado por encima de 1.00 g/t de oro que demostraron continuidad y estructura zonal litológica a lo largo del rumbo y en profundidad. Los dominios de contornos de baja ley de Au fueron influenciados por la selección de material mineralizado por encima de 0.20 g/t de oro. En algunos casos se incluyó la mineralización por debajo del umbral seleccionado con el fin de mantener la continuidad zonal. Se utilizó el suavizado para eliminar saltos y caídas obvias en los diagramas de malla construidos, y se permitió la creación más fácil de dominios y sin errores de triangulación a partir de la validación de sólidos. En cada sección, se digitalizaron interpretaciones de polilínea de barreno a barreno, pero no suele extenderse más de cincuenta metros en territorio no probado. La verdadera anchura restringida mínima para la interpretación fue de aproximadamente 2.0 metros. Las polilíneas interpretadas de cada sección se consolidaron en los diagramas de malla tridimensionales. Los diagramas de malla resultantes (dominios) se usaron para el análisis estadístico, interpolación de ley, codificación de rocas y para la presentación de reportes de recursos minerales (Tabla 14-3 y la Figura 14-2).

TABLA 14.3 DOMINIOS DE MINERALIZACIÓN

Ubicación	Dominio	Código de roca
La Pava	Ley alta	110
La Pava	Ley baja	120
Quema	Ley alta al Este	210
Quema	Ley baja al Este	220
Quema	Ley alta al Oeste	310
Quema	Ley baja al Oeste	320
Quema	Baja ley – otro	400
Mesita	Baja ley	500

FIGURA 14.2 MODELADO DEL DOMINIO –VISTA ISOMÉTRICA DE DOMINIOS MODELADOS



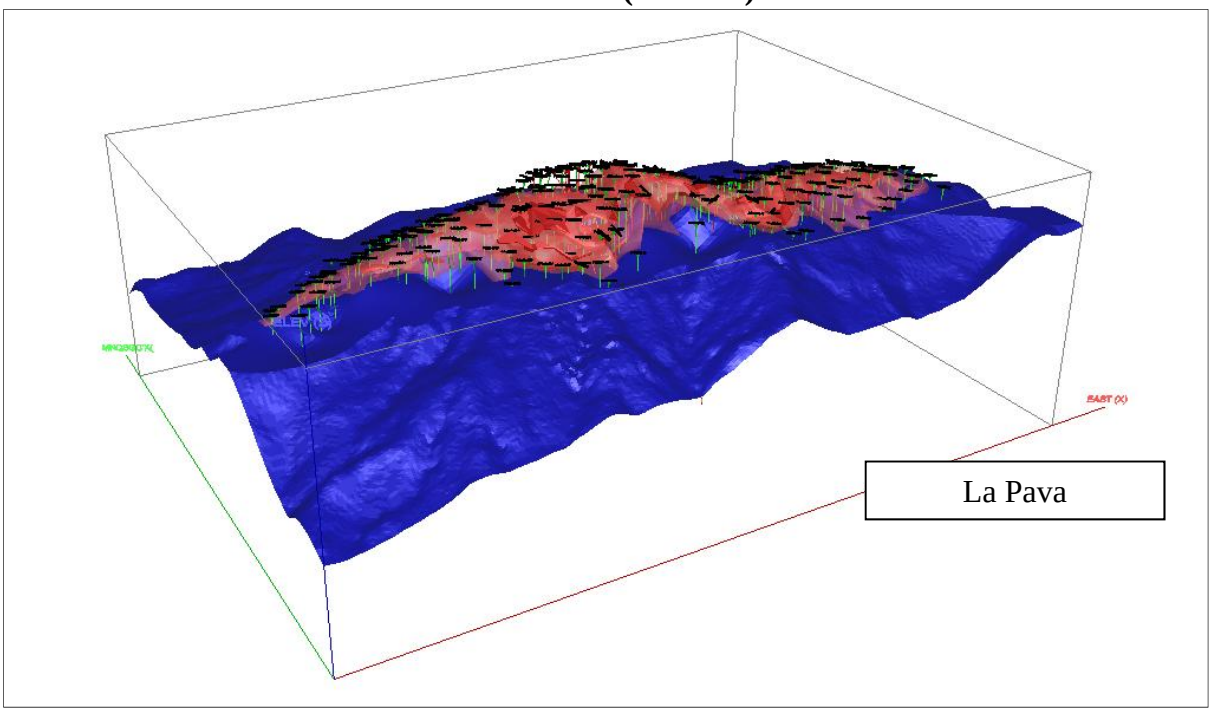


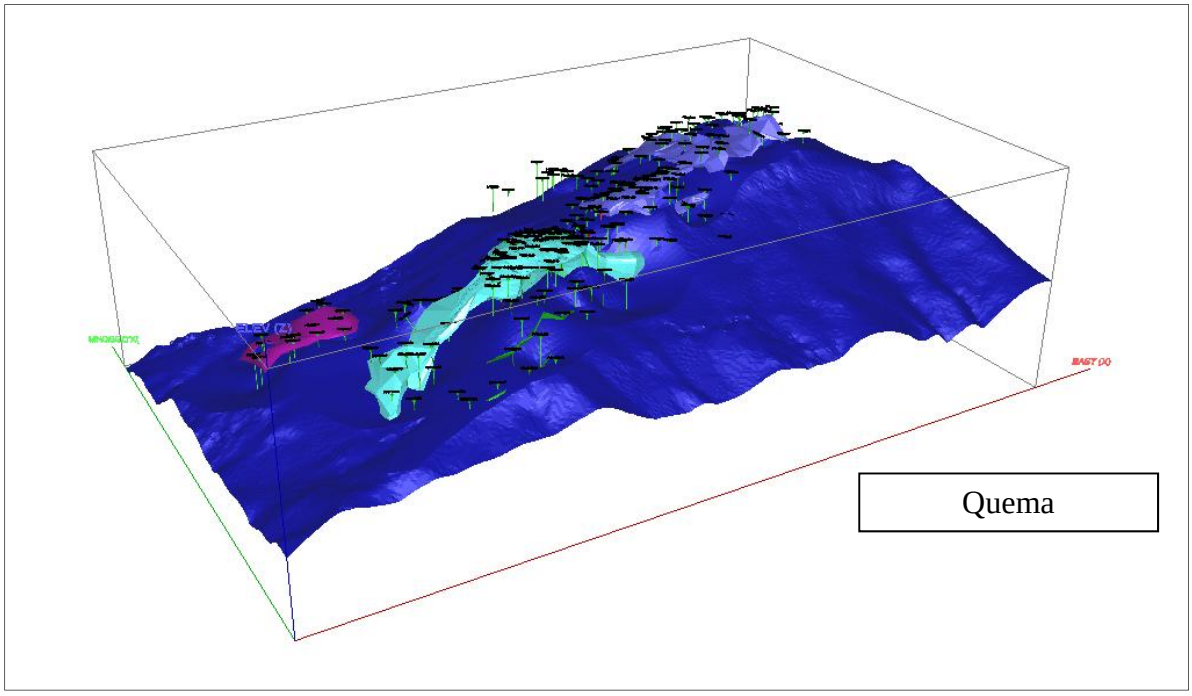
Nota *La vista es del NW, el eje Este-Oeste es aproximadamente de 1,500m de longitud.*

14.7 Modelado del dominio de óxido y sulfuro

Pershimco suministró una base de datos que contiene 46,323 mediciones de azufre obtenidas a partir de testigos de barreno. Los valores de azufre reportados van desde 0.01% hasta 20.0%, con un valor medio de 3.34%. La base de la zona de óxidos se identificó por el examen de resultados de azufre vistos abajo en el barreno, y en general corresponde a una marcada transición de valores bajos de azufre (menos de 0.10%) hasta valores de azufre elevados (superiores al 1.00%) en el límite seleccionado (Figura 14-3).

FIGURA 14.3 MODELADO DEL ÓXIDO –VISTA ISOMÉTRICA DE DOMINIOS MODELADOS Y DE LA BASE DE ÓXIDO (EN AZUL)





Nota: *La vista es al NW, el eje Este-Oeste es aproximadamente de 1,500m de longitud.*

14.8 Composición

Longitudes de muestra de ensayo dentro de los dominios de mineralización definidos para el rango de datos de Cerro Quema de 0.30 m a 12.80 m, con una longitud de muestra promedio de 1.19 m. Un total de 67% de las longitudes de muestra de ensayo restringidas caen entre 0.90m y 1.02m. Con el fin de garantizar un apoyo de muestra igual se seleccionó una longitud de composición de 1.00 m para la estimación de recursos minerales.

Para Au, se calcularon compuestos de longitud ponderada dentro de los dominios de mineralización definidos, comenzando en el primer punto de intersección entre el barreno y el dominio interceptado, y deteniéndose al salir del diagrama de malla del dominio. Para Cu, se calcularon compuestos de longitud ponderada dentro de las zonas modeladas de óxidos y sulfuros. Luego a los compuestos les fueron asignados un valor de código de roca basado en el diagrama de malla del dominio en que cayó el punto medio del intervalo. Una ley nominal de 0.001 g/t se usó para rellenar un pequeño número de intervalos de Au sin muestrear. Los intervalos no muestreados de Cu se trataron como valores nulos. Un pequeño número de compuestos residuales que midieron menos de 0.50 m de longitud se descartaron. Los datos compuestos resultantes se exportaron a los expedientes de extracción para su análisis estadístico y estimación de recursos minerales.

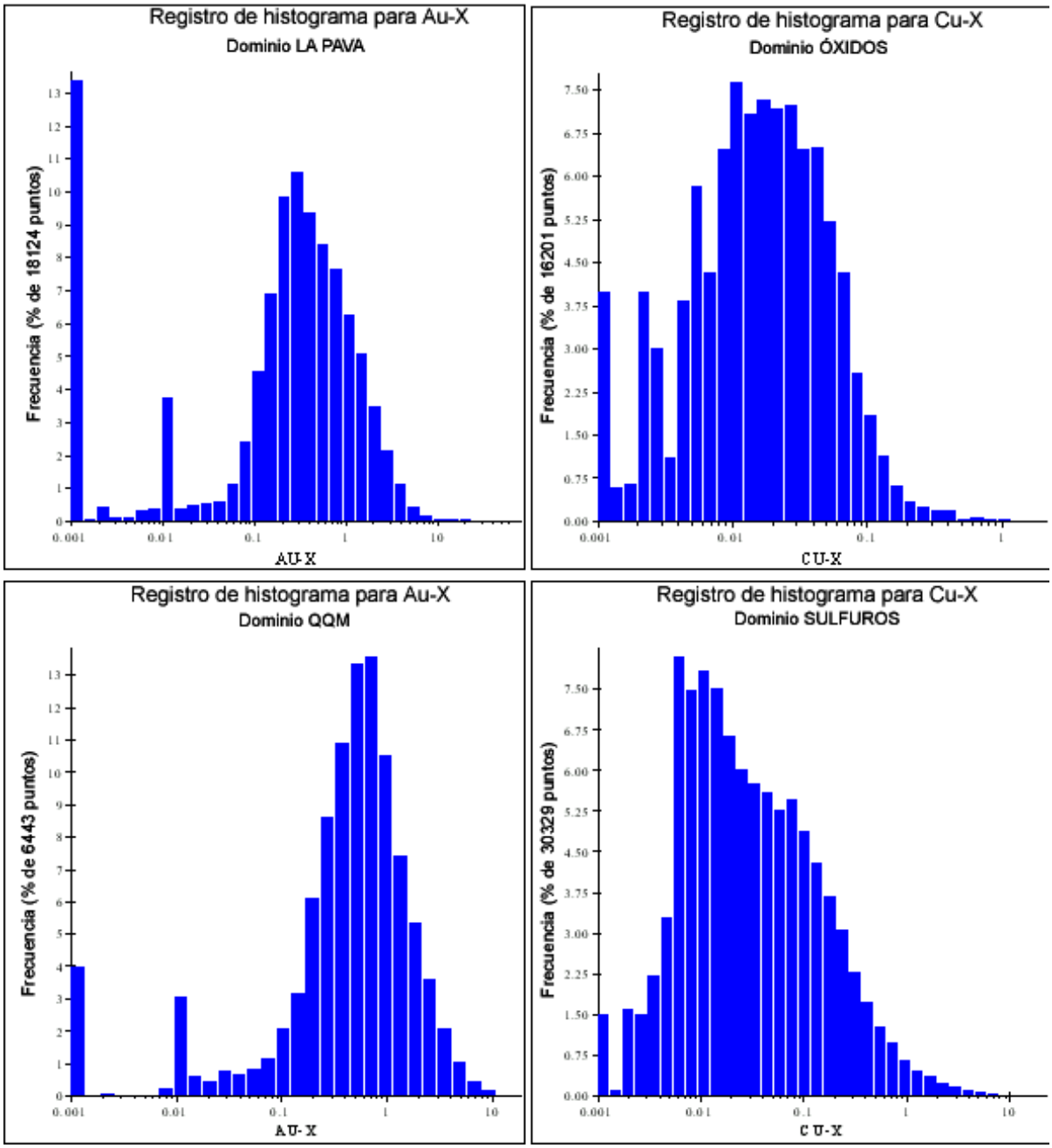
14.9 Resumen estadístico de compuestos

P & E generó un resumen de estadísticas para las muestras compuestas de los dominios definidos (Tabla 14-4 y la Figura 14-4). No hubo una correlación significativa entre los valores compuestos de Au y Cu.

TABLA 14.4 RESUMEN ESTADÍSTICO DEL DOMINIO DE COMPUESTOS

	Dominio	Muestras	Mín	Máx	Media	Des. Est.	CV
Au g/t	La Pava HG	4,459	0.001	63.834	1.487	1.959	1.317
	La Pava LG	13,665	0.001	7.367	0.319	0.370	1.157
	Quema HG Este	293	0.449	15.094	2.676	2.047	0.765
	Quema LG Este	1,009	0.001	3.141	0.344	0.272	0.789
	Quema Otro	88	0.001	2.170	0.343	0.341	0.995
	Quema HG Oeste	989	0.001	8.040	1.917	1.355	0.707
	Quema LG Oeste	3,981	0.001	4.935	0.554	0.428	0.772
	Mesita	83	0.001	2.600	0.266	0.302	1.135
	Total Au	24,567	0.001	63.834	0.663	1.112	1.678
Cu %	La Pava óxidos	5,987	0.001	1.850	0.037	0.051	1.392
	La Pava sulfuros	3,125	0.001	18.757	0.476	0.974	2.046
	Quema óxidos	1,796	0.001	0.690	0.035	0.053	1.534
	Quema sulfuros	601	0.001	3.353	0.174	0.376	2.161
	Total óxidos Cu	7,783	0.001	1.850	0.036	0.051	1.424
	Total sulfuros Cu	3,726	0.001	18.757	0.427	0.912	2.133

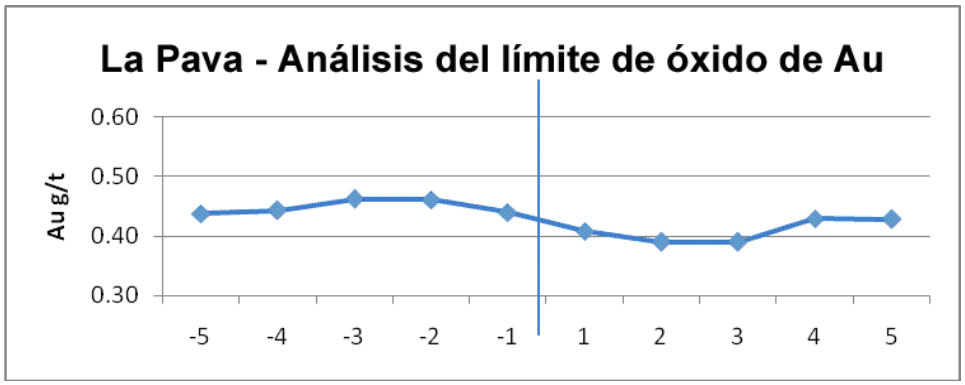
FIGURA 14.4 HISTOGRAMAS DE VALORES COMPUESTOS DE AU Y CU

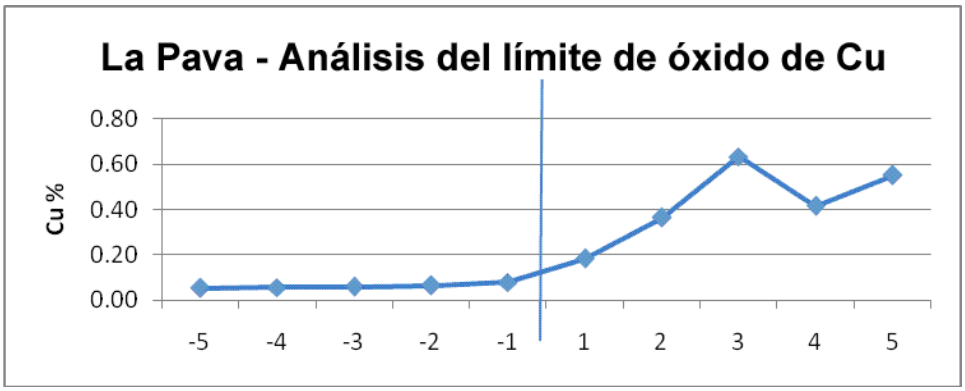


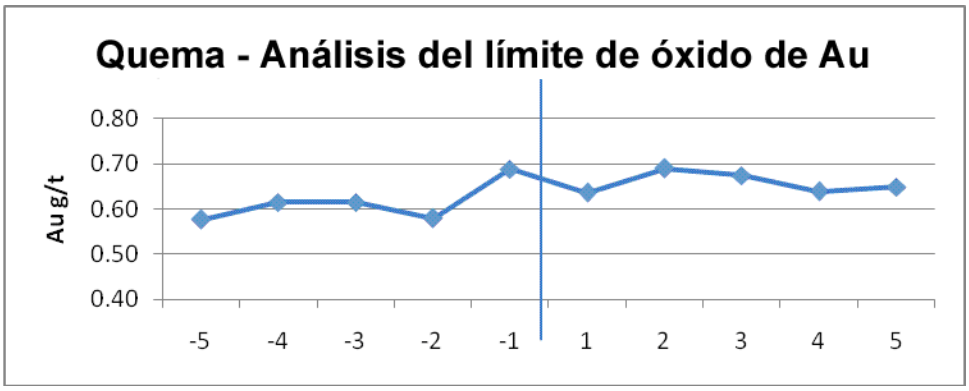
14.10 Análisis

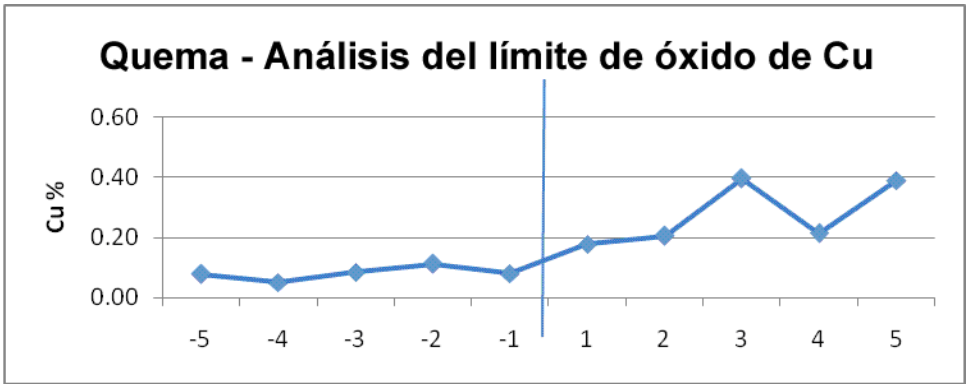
Se examinaron las condiciones de frontera a lo largo del contacto óxido/sulfuro definido para muestras compuestas a lo largo del contacto. La velocidad de cambio de la ley de Au en la muestra es lenta, mientras que la tasa de cambio para la ley de Cu a lo largo de la frontera es rápida (Figura 14-5). Por consiguiente, el límite de óxido/ sulfuro se trató como un límite difícil sólo para la estimación de Cu.

FIGURA 14.5 GRÁFICAS DE CONTACTO CON FRONTERAS









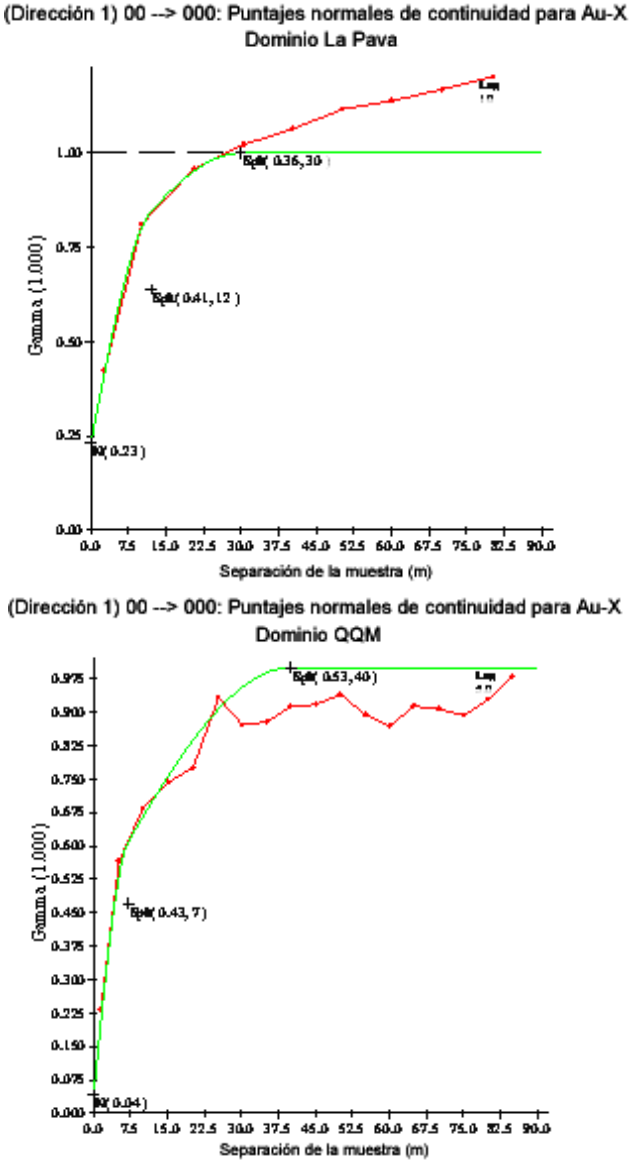
14.11 Tratamiento de valores extremos

La presencia de valores extremos de ley alta para los datos compuestos fue evaluada mediante una revisión resumen estadístico de compuestos, histogramas y gráficos de probabilidad. Basado en una revisión del dominio individual y un resumen estadístico global, se seleccionaron los niveles tope de 9.00 g/t de oro y 2.20% de Cu, equivalente al percentil 99.86 para la población total de Au compuesto y a percentil 99.66 para la población total de Cu compuesto. Un total de 27 valores compuestos de Au y 58 valores compuestos de Cu se coronaron a estos umbrales antes de la estimación.

14.12 Análisis de continuidad

Datos de la muestra compuesta codificados por dominio se usaron para el análisis de continuidad. Se desarrollaron orientaciones del rumbo utilizando la geometría modelada de la mineralización. Se seleccionaron orientaciones buzamiento and buzamiento del plano usando orientaciones desarrolladas a partir de ventiladores de variograma, que se evalúan por racionalidad geológica. Luego se generaron semi-variogramas experimentales con puntajes isotrópicos y anisotrópicos convencionales y normales, con el efecto pepita derivado del semi-variograma experimental del fondo del pozo ajustado a la longitud compuesta. Los rangos del variograma se verificaron y refinaron iterativamente para cada modelo. Se calcularon las contribuciones de varianza transformadas y luego se establecieron rangos de continuidad sobre la base de los modelos de semi-variograma isotrópicos para cada variable por dominio y se usaron para definir una estrategia de búsqueda y clasificación adecuada. Con base en los resultados de la variografía de oro se seleccionó un rango de 35 m como un rango apropiado para la clasificación (Figura 14-6).

FIGURA 14.6 SEMI-VARIOGRAMAS EXPERIMENTALES DE AU COMPUESTO



14.13 Modelo de bloques

Se establecieron modelos de bloques ortogonales con los límites del modelo de bloques seleccionados de modo que cubran la extensión de los dominios mineralizados, y con el tamaño de bloque reflejando la continuidad de la mineralización y el espacio entre los orificios de perforación (Tabla 14-5). El modelo de bloque consiste en modelos separados para las leyes estimadas, códigos de roca, por ciento, densidad y atributos de clasificación. Se usó un modelo a bloques porcentual para representar con precisión el volumen y tonelaje contenido dentro de los dominios restrictivos.

TABLA 14.5 CONFIGURACIÓN DEL MODELO DE BLOQUES

La Pava				
Dimensión	**Mínimo**	**Máximo**	**Numero**	**Tamaño (m)**
Al este	549,100	550,500	280	5.0
Al norte	834,370	835,395	410	2.5
Elevación	120	570	180	2.5
Rotación	Ninguno			
Quema/Quemita/Mesita				
Dimensión	**Mínimo**	**Máximo**	**Numero**	**Tamaño (m)**
Al este	552,430	553,930	300	5.0
Al norte	835,140	836,090	380	2.5
Elevación	490	950	184	2.5
Rotación	Ninguno			

14.14 Estimación y clasificación

Los recursos minerales fueron estimados y clasificados de acuerdo con las directrices establecidas por el Instituto Canadiense de Minería, Metalurgia y Petróleo:

"Un 'Recurso Mineral Medido' es la parte de un recurso mineral cuya cantidad, ley o calidad, densidad, forma y características físicas están tan bien establecidas de modo que se pueden estimar con la confianza suficiente para permitir la aplicación apropiada de parámetros técnicos y económicos, para apoyar la planificación de la producción y la evaluación de la viabilidad económica del yacimiento. La estimación se basa en la exploración detallada y fiable, información recopilada de muestreos y pruebas mediante técnicas apropiadas desde ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, tajos, obras y sanjados que están suficientemente cercanos para confirmar tanto la continuidad geológica y de ley"

"Un 'recurso mineral indicado' es la parte de un recurso mineral cuya cantidad, ley o calidad, densidad, forma y características físicas, se puede estimar con un nivel de confianza suficiente para permitir la aplicación apropiada de parámetros técnicos y económicos, para apoyar la planificación de la mina y la evaluación de la viabilidad económica del yacimiento. La estimación se basa en la exploración detallada y fiable así como pruebas recopiladas mediante técnicas apropiadas desde ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, tajos, obras y barrenos que están lo suficientemente cercanos para confirmar tanto la continuidad geológica y de ley".

"Un 'recurso mineral inferido' es aquella parte de un recurso mineral cuya cantidad y ley o calidad se pueden estimar con base a la evidencia geológica, el muestreo limitado y la razonable suposición, pero aun sin verificarse, de la continuidad geológica y de ley. La estimación se basa en la información y muestreo limitados recopilados mediante técnicas apropiadas desde ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, tajos, obras y barrenos".

La distancia inversa al cubo ("ID^3") ponderada de valores compuestos coronados se usó para la estimación de bloque. Los datos compuestos utilizados durante la estimación de leyes se

restringieron a muestras ubicadas dentro de su respectivo dominio. Se necesitaron entre cuatro y veinte compuestos de dos o más barrenos para la estimación, con un máximo de tres compuestos derivados de un solo barreno.

Se desarrolló un modelo de densidad aparente utilizando la interpolación de la distancia inversa al cuadrado de los tres valores de gravedad específica más cercanos. Los valores de gravedad específica se marcaron ya sea al dominio del óxido o del sulfuro.

La clasificación de recursos se realizó mediante la generación de evolventes tridimensionales alrededor de las partes del modelo a bloques para los que los datos de barrenos y estimaciones de ley cumplieron con los criterios específicos. Las clasificaciones resultantes se refinaron iterativamente para ser geológicamente razonables para evitar que la generación de pequeñas áreas discontinuas, de una categoría de confianza mayor fueran separadas por un área más grande de recursos minerales de confianza inferior.

Los recursos minerales medidos se definieron en bloques ubicados dentro de los treinta y cinco metros de ocho o más barrenos, y luego se consolidaron mediante un evolvente digitalizado alrededor de la zona central de bloques que cumplieron estos criterios. Este proceso rebajó bloques dispersos y aislados de más alta confianza y combinó los recursos minerales medidos en una unidad continua. Los recursos medidos sólo se reportaron para el depósito de La Pava.

Los recursos indicados se definieron en bloques ubicados dentro de los treinta y cinco metros de dos o más barrenos, y luego se consolidaron mediante un evolvente digitalizado alrededor de la zona central de bloques que cumplieron estos criterios. Este proceso rebajó bloques dispersos y aislados de más alta confianza y combinó los recursos minerales indicados en una unidad continua.

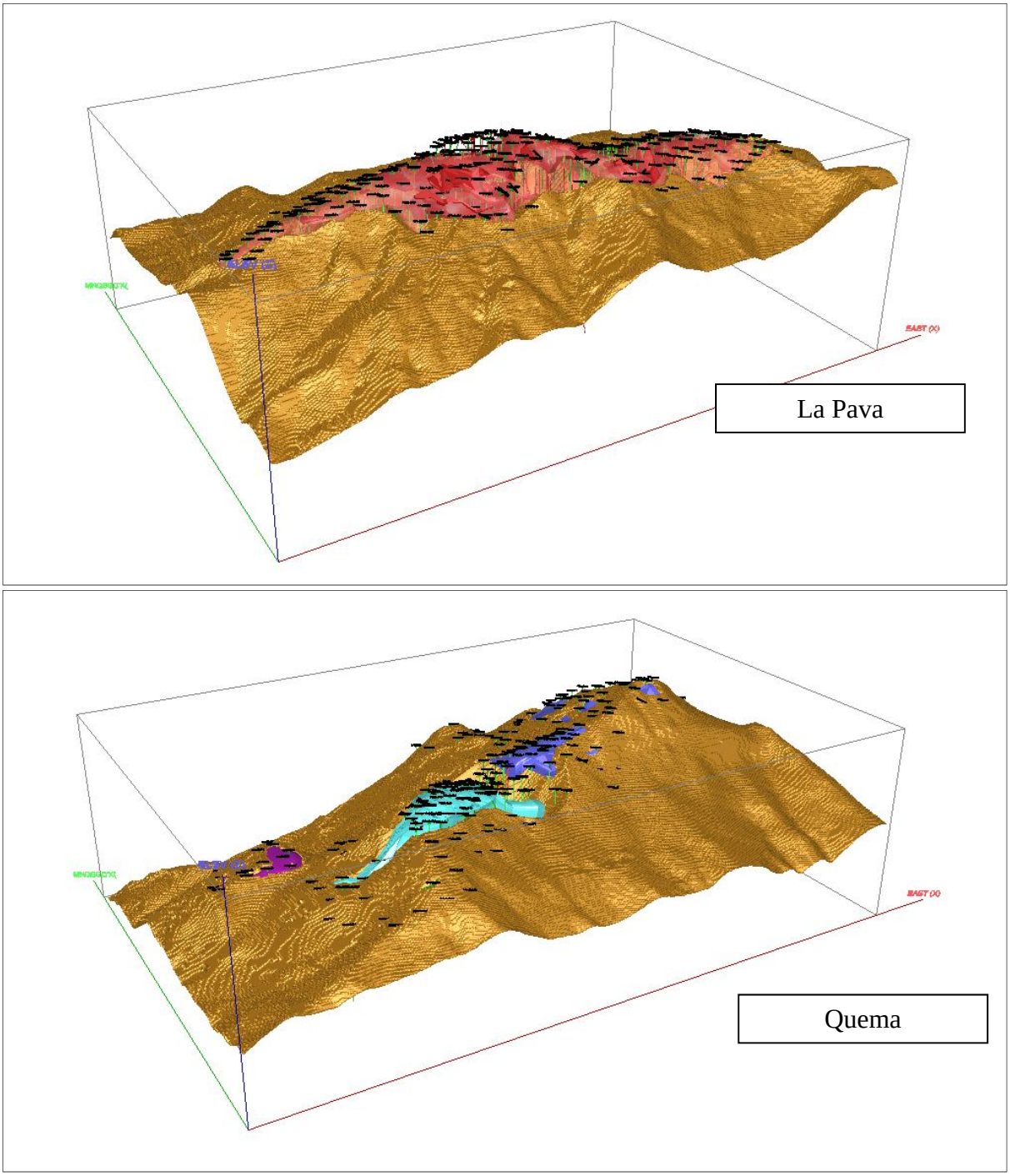
Todos los bloques restantes estimados se clasificaron como inferidos. Debido a la limitada perforación disponible para los dominios Quema - Otros y Mesita, estos depósitos se clasificaron como inferidos.

14.15 Estimaciones de recursos minerales

Los recursos minerales de Cerro Quema se reportan dentro de un tajo optimizado (Figura 14-7). Los resultados del tajo optimizado solo se usan para reportar los recursos minerales que tienen perspectivas razonables de extracción económica, y la optimización se basa en los parámetros económicos que figuran en la Tabla 14-6. El tajo se optimizó en base a la ley de bloque de Au para zonas de óxido y leyes de bloque de Au-equivalente (AuEq) para las zonas de sulfuros. Las leyes de bloque de Au-equivalentes se calcularon mediante la siguiente fórmula:

$$\mathbf{AuEq = (Au\ g/t + (Cu\% \times 1.6))}$$

FIGURA 14.7 VISTA ISOMÉTRICA DE DELIMITACIONES DE YACIMIENTOS OPTIMIZADOS (EN COLOR CAFÉ)



Nota: *La vista es al NW. El eje Este-Oeste es aproximadamente de 1,500m de largo*

TABLA 14.6 PARÁMETROS ECONÓMICOS

	Óxido	Sulfuro
Precio del oro (USD/oz)	$1,500	$1,500
Precio del cobre (USD/lb)	NA	$3.50
Costo de refinado (USD/oz)	$2.50	NA
Regalías	4%	4%
Proceso de recuperación del Au	86%	90%
Proceso de recuperación del Cu	0	90%
Costo explotación mineral (USD/t)	$2.20	$2.20
Costo explotación residuos (USD/t)	$2.00	$2.00
Costo del proceso Au &AuEq (USD/t)	$6.13	$12.00
Costo G&A (USD/t)	$1.00	$1.00
Pendiente del tajo	40 grados	50 grados
Corte (Au g/t)	0.18	0.31

Las estimaciones de recursos minerales de los yacimientos de Cerro Quema se reportan con fecha efectiva al 1 de noviembre de 2013 (Tabla 14-7).

TABLA 14.7 RESUMEN DE RECURSOS MINERALES EN EL TAJO CERRO QUEMA (1)(2)(3)***

La Pava							
Zone	**Grade Group**	**Cutoff Au g/t**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**Au Ounces**
Oxides	Measured	0.18	7,052,600	0.82	0.04	NA	184,900
	Indicated	0.18	10,896,100	0.57	0.04	NA	201,100
	Meas & Ind	0.18	17,948,700	0.67	0.04	NA	386,000
	Inferred	0.18	331,700	0.36	0.03	NA	3,800

Zone	**Grade Group**	**Cutoff AuEq g/t**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**AuEq Ounces**
Sulphides	Measured	0.31	802,000	0.44	0.22	0.80	20,600
	Indicated	0.31	7,664,900	0.39	0.38	1.00	246,100
	Meas & Ind	0.31	8,466,900	0.39	0.36	0.98	266,700
	Inferred	0.31	75,000	0.28	0.2	0.61	1,500

La Pava	**Grade Group**	**Cutoff**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**Au + AuEq Ounces**
Total	Measured	----	7,854,600	0.78	0.06	0.81	205,500
	Indicated	----	18,561,000	0.50	0.18	0.75	447,200
	Meas & Ind	----	26,415,600	0.58	0.14	0.77	652,700
	Inferred	----	406,700	0.35	0.06	0.41	5,300

Quema + Quemita + Mesita							
Zone	**Grade Group**	**Cutoff Au g/t**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**Au Ounces**
Oxides	Measured	0.18	0	0	0	NA	0
	Indicated	0.18	5,983,700	0.86	0.03	NA	166,400
	Meas & Ind	0.18	5,983,700	0.86	0.03	NA	166,400
	Inferred	0.18	335,300	0.38	0.03	NA	4,100

Zone	**Grade Group**	**Cutoff AuEq g/t**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**AuEq Ounces**
Sulphides	Measured	0.31	0	0	0	0	0
	Indicated	0.31	2,539,000	0.49	0.15	0.73	59,600
	Meas & Ind	0.31	2,539,000	0.49	0.15	0.73	59,600
	Inferred	0.31	298,100	0.30	0.17	0.57	5,500

QQM	**Grade Group**	**Cutoff**	**Tonnes**	**Au g/t**	**Cu %**	**AuEq g/t**	**Au + AuEq Ounces**
Total	Measured	----	0	0	0	0.00	0
	Indicated	----	8,522,700	0.75	0.07	0.82	226,000
	Meas & Ind	----	8,522,700	0.75	0.07	0.82	226,000
	Inferred	----	633,400	0.34	0.10	0.47	9,600

*(1) Los recursos minerales se reportaron dentro de un tajo optimizado. AuEq se calculó mediante Au + 1.6 * Cu.*

(2) Las cifras pueden no coincidir debido al redondeo.

(3) Los recursos minerales que no son reservas minerales no demostraron viabilidad económica. La estimación de recursos minerales puede afectarse materialmente aspectos del medio ambiente, permisos, legales, títulos, impuestos, socio-políticos, mercadeo u otros temas relevantes.

(4) La cantidad y ley de los recursos inferidos reportados en esta estimación son inciertas en la naturaleza y no hubo suficiente exploración para definir estos recursos inferidos como un recurso mineral indicado ni medido, y se desconoce si más exploraciones resultarán en su actualización a una categoría de recurso mineral indicado o medido.

(5) Los recursos minerales se calculan utilizando el Instituto Canadiense de Minería, Metalurgia y Petróleo (CIM), las Normas CIM de Recursos Minerales y Reservas, definiciones y directrices preparadas por el Comité Permanente de CIM sobre Definiciones de Reserva y adoptadas por el Consejo CIM.

14.16 Sensibilidad de los recursos

Un análisis de sensibilidad global en el tajo para el recurso mineral actualizado también se completó de forma simultánea con la estimación de recursos minerales en el tajo (Tabla 14-8). **La inclusión de este análisis de sensibilidad no pretende suplantar ni reemplazar los resultados de la estimación de recursos minerales en el tajo y no debe interpretarse como un recurso mineral.**

TABLA 14.8 SENSIBILIDAD GLOBAL EN TAJO DEL RECURSO MINERAL PARA LA PAVA

La Pava																	
Clase	**Corte AuEq g/t**	**Toneladas**	**Au g/t**	**Au ozs**	**Cu %**	**Clase**	**Corte AuEq g/t**	**Toneladas**	**Au g/t**	**Au ozs**	**Cu %**	**Clase**	**Corte AuEq g/t**	**Toneladas**	**Au g/t**	**Au ozs**	**Cu %**
Totales para La Pava - GRUPO DE ROCAS CON ÓXIDO + SULFURO																	
MEDIDO	1.00	2,014,000	1.70	110,000	0.08	INDICADO	1.00	3,988,100	1.00	128,800	0.49	INFERIDO	1.00	22,400	1.04	700	0.28
	0.90	2,284,900	1.60	117,800	0.08		0.90	4,613,300	0.94	139,600	0.46		0.90	27,900	0.92	800	0.28
	0.80	2,605,300	1.50	126,000	0.07		0.80	5,414,500	0.88	152,700	0.43		0.80	33,500	0.85	900	0.28
	0.70	3,055,500	1.39	136,200	0.07		0.70	6,437,900	0.82	169,000	0.39		0.70	40,400	0.81	1,000	0.25
	0.60	3,688,500	1.25	148,800	0.07		0.60	7,841,300	0.75	189,900	0.34		0.60	55,300	0.72	1,300	0.22
	0.50	4,451,000	1.13	161,600	0.06		0.50	9,658,500	0.69	214,100	0.30		0.50	77,200	0.65	1,600	0.18
	0.40	5,384,300	1.01	174,200	0.06		0.40	11,905,200	0.63	240,300	0.25		0.40	117,900	0.58	2,200	0.14
	0.31	6,378,400	0.90	184,700	0.06		0.31	14,410,600	0.57	265,900	0.22		0.31	216,800	0.45	3,100	0.10
	0.18	7,964,300	0.77	196,800	0.06		0.18	18,969,800	0.49	300,100	0.18		0.18	451,100	0.33	4,800	0.07
	0.10	8,762,700	0.71	200,400	0.05		0.10	20,952,300	0.46	309,100	0.16		0.10	525,900	0.3	5,100	0.06
Totales para La Pava - GRUPO DE ROCAS CON ÓXIDO																	
MEDIDO	1.00	1,832,100	1.78	105,000	0.04	INDICADO	1.00	1,391,600	1.83	81,800	0.03	INFERIDO	1.00	11,900	1.49	600	0.04
	0.90	2,069,700	1.69	112,300	0.04		0.90	1,555,600	1.73	86,800	0.03		0.90	12,900	1.45	600	0.04
	0.80	2,347,500	1.59	119,800	0.04		0.80	1,794,100	1.62	93,300	0.03		0.80	15,000	1.36	700	0.04
	0.70	2,738,400	1.47	129,200	0.04		0.70	2,168,200	1.47	102,200	0.03		0.70	18,900	1.23	800	0.04
	0.60	3,285,400	1.33	140,600	0.04		0.60	2,768,400	1.29	114,700	0.04		0.60	27,800	1.04	900	0.05
	0.50	3,947,100	1.20	152,300	0.04		0.50	3,599,800	1.12	129,300	0.04		0.50	44,600	0.85	1,200	0.05
	0.40	4,735,800	1.08	163,700	0.04		0.40	4,872,900	0.94	147,500	0.04		0.40	82,500	0.67	1,800	0.05
	0.31	5,576,400	0.97	173,200	0.04		0.31	6,745,800	0.78	168,700	0.04		0.31	141,800	0.53	2,400	0.04
	0.18	7,052,600	0.82	184,900	0.04		0.18	10,896,100	0.57	201,100	0.04		0.18	331,700	0.36	3,800	0.03
	0.10	7,826,700	0.75	188,400	0.04		0.10	12,787,100	0.51	209,900	0.04		0.10	405,000	0.32	4,200	0.03
Totales para La Pava - GRUPO DE ROCAS CON SULFURO																	
MEDIDO	1.00	181,900	0.85	5,000	0.50	INDICADO	1.00	2,596,400	0.56	47,100	0.74	INFERIDO	1.00	10,500	0.53	200	0.55
	0.90	215,200	0.80	5,500	0.46		0.90	3,057,700	0.54	52,800	0.68		0.90	15,100	0.48	200	0.49
	0.80	257,800	0.74	6,100	0.43		0.80	3,620,500	0.51	59,500	0.62		0.80	18,500	0.44	300	0.47
	0.70	317,100	0.69	7,000	0.38		0.70	4,269,700	0.49	66,800	0.56		0.70	21,400	0.43	300	0.44
	0.60	403,100	0.63	8,200	0.33		0.60	5,072,900	0.46	75,200	0.51		0.60	27,500	0.39	300	0.39
	0.50	503,800	0.57	9,300	0.29		0.50	6,058,800	0.44	84,800	0.45		0.50	32,700	0.37	400	0.36
	0.40	648,500	0.50	10,500	0.25		0.40	7,032,400	0.41	92,800	0.40		0.40	35,400	0.35	400	0.35
	0.31	802,000	0.44	11,400	0.22		0.31	7,664,900	0.39	97,100	0.38		0.31	75,000	0.28	700	0.20
	0.18	911,700	0.41	11,900	0.21		0.18	8,073,600	0.38	99,000	0.36		0.18	119,400	0.24	900	0.15
	0.10	936,000	0.40	11,900	0.20		0.10	8,165,200	0.38	99,100	0.36		0.10	120,800	0.24	900	0.15

TABLA 14.9 SENSIBILIDAD GLOBAL EN TAJO DEL RECURSO MINERAL PARA QQM

Quema, Quemita & Mesita											
Clase	**Corte AuEq g/t**	**Toneladas**	**Au g/t**	**Au ozs**	**Cu %**	**Clase**	**Corte AuEq g/t**	**Toneladas**	**Au g/t**	**Au ozs**	**Cu %**
Totales para QQM - GRUPO DE ROCAS CON ÓXIDO + SULFURO											
INDICADO	1.00	1,720,300	1.74	96,400	0.13	INFERIDO	1.00	16,100	0.37	200	0.50
	0.90	1,993,900	1.62	104,100	0.12		0.90	20,100	0.41	300	0.45
	0.80	2,470,900	1.46	115,900	0.11		0.80	30,500	0.44	400	0.37
	0.70	3,231,000	1.27	132,000	0.10		0.70	74,800	0.33	800	0.34
	0.60	4,347,200	1.09	152,700	0.09		0.60	124,500	0.35	1,400	0.27
	0.50	5,678,700	0.95	173,900	0.08		0.50	191,200	0.37	2,200	0.21
	0.40	7,013,400	0.85	191,400	0.07		0.40	361,200	0.37	4,300	0.14
	0.31	7,900,300	0.79	201,100	0.07		0.31	555,200	0.35	6,300	0.11
	0.18	8,593,800	0.75	206,600	0.07		0.18	634,100	0.34	7,000	0.10
	0.10	8,793,000	0.73	207,500	0.07		0.10	635,100	0.34	7,000	0.10
Totales para QQM - GRUPO DE ROCAS CON ÓXIDO											
INDICADO	1.00	1,374,900	1.97	87,000	0.04	INFERIDO	1.00	1,000	1.35	0	0.02
	0.90	1,571,300	1.84	93,000	0.04		0.90	1,800	1.16	100	0.02
	0.80	1,904,100	1.67	102,100	0.04		0.80	3,500	1.01	100	0.02
	0.70	2,380,500	1.48	113,500	0.03		0.70	5,100	0.93	200	0.02
	0.60	3,061,300	1.30	127,700	0.03		0.60	14,000	0.74	300	0.02
	0.50	3,837,900	1.15	141,400	0.03		0.50	27,600	0.65	600	0.02
	0.40	4,645,000	1.03	153,100	0.03		0.40	119,200	0.49	1,900	0.03
	0.31	5,361,300	0.94	161,300	0.03		0.31	257,200	0.41	3,400	0.03
	0.18	5,983,700	0.86	166,400	0.03		0.18	335,300	0.38	4,100	0.03
	0.10	6,160,400	0.84	167,200	0.03		0.10	336,300	0.38	4,100	0.03
Totales para QQM - GRUPO DE ROCAS CON SULFURO											
INDICADO	1.00	345,400	0.84	9,300	0.48	INFERIDO	1.00	15,100	0.3	100	0.54
	0.90	422,600	0.81	11,100	0.42		0.90	18,300	0.33	200	0.49
	0.80	566,800	0.76	13,900	0.35		0.80	27,100	0.36	300	0.42
	0.70	850,500	0.67	18,500	0.29		0.70	69,700	0.29	600	0.36
	0.60	1,285,900	0.60	25,000	0.23		0.60	110,600	0.31	1,100	0.30
	0.50	1,840,800	0.55	32,500	0.18		0.50	163,500	0.32	1,700	0.24
	0.40	2,368,400	0.50	38,300	0.16		0.40	242,000	0.31	2,400	0.19
	0.31	2,539,000	0.49	39,800	0.15		0.31	298,100	0.3	2,900	0.17
	0.18	2,610,100	0.48	40,200	0.15		0.18	298,800	0.3	2,900	0.17
	0.10	2,632,700	0.48	40,300	0.15		0.10	298,800	0.3	2,900	0.17

14.17 Validación

El modelo a bloques se validó visualmente por la inspección de líneas de sección sucesivas para confirmar que el modelo refleja correctamente la distribución de muestras de alta ley y de baja ley (figuras 14-8a hasta 14-8b).

FIGURA 14.8 CORTE TRANSVERSAL MOSTRANDO LEYES DEL ORO PARA LA PAVA

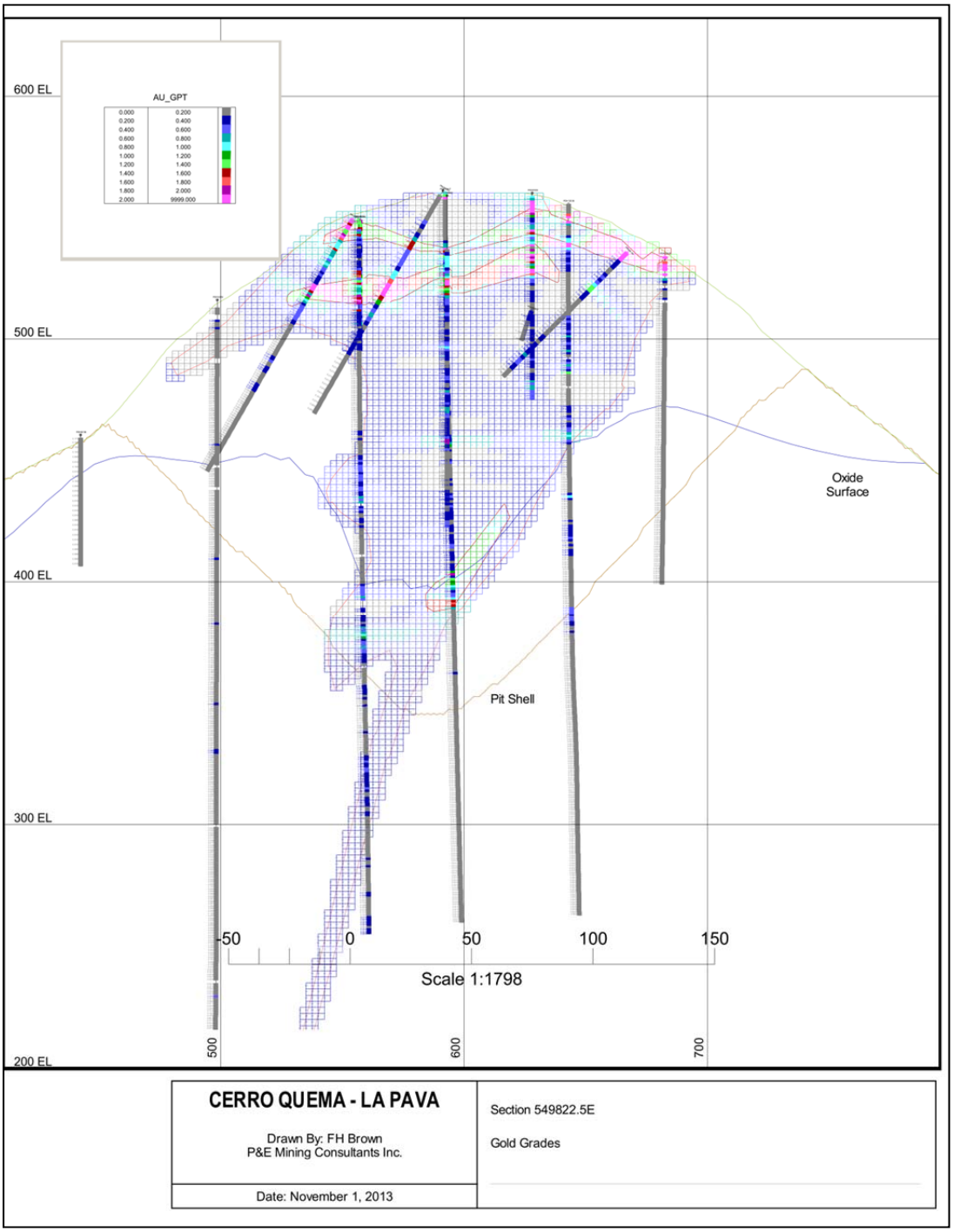


FIGURA 14.9 CORTE TRANSVERSAL MOSTRANDO LEYES DEL COBRE PARA LA PAVA

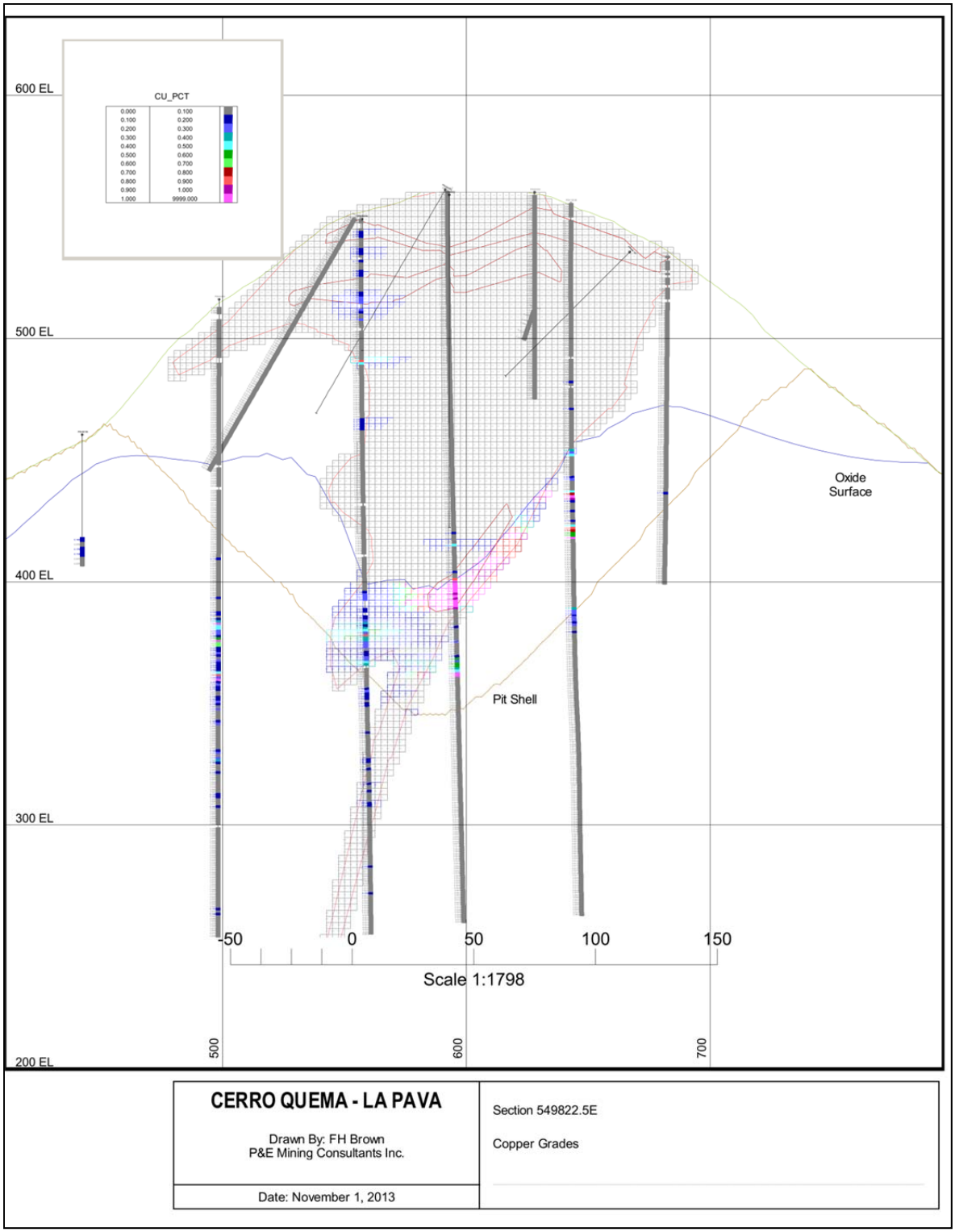


FIGURA 14.10 CORTE TRANSVERSAL MOSTRANDO LEYES DEL ORO PARA QUEMA

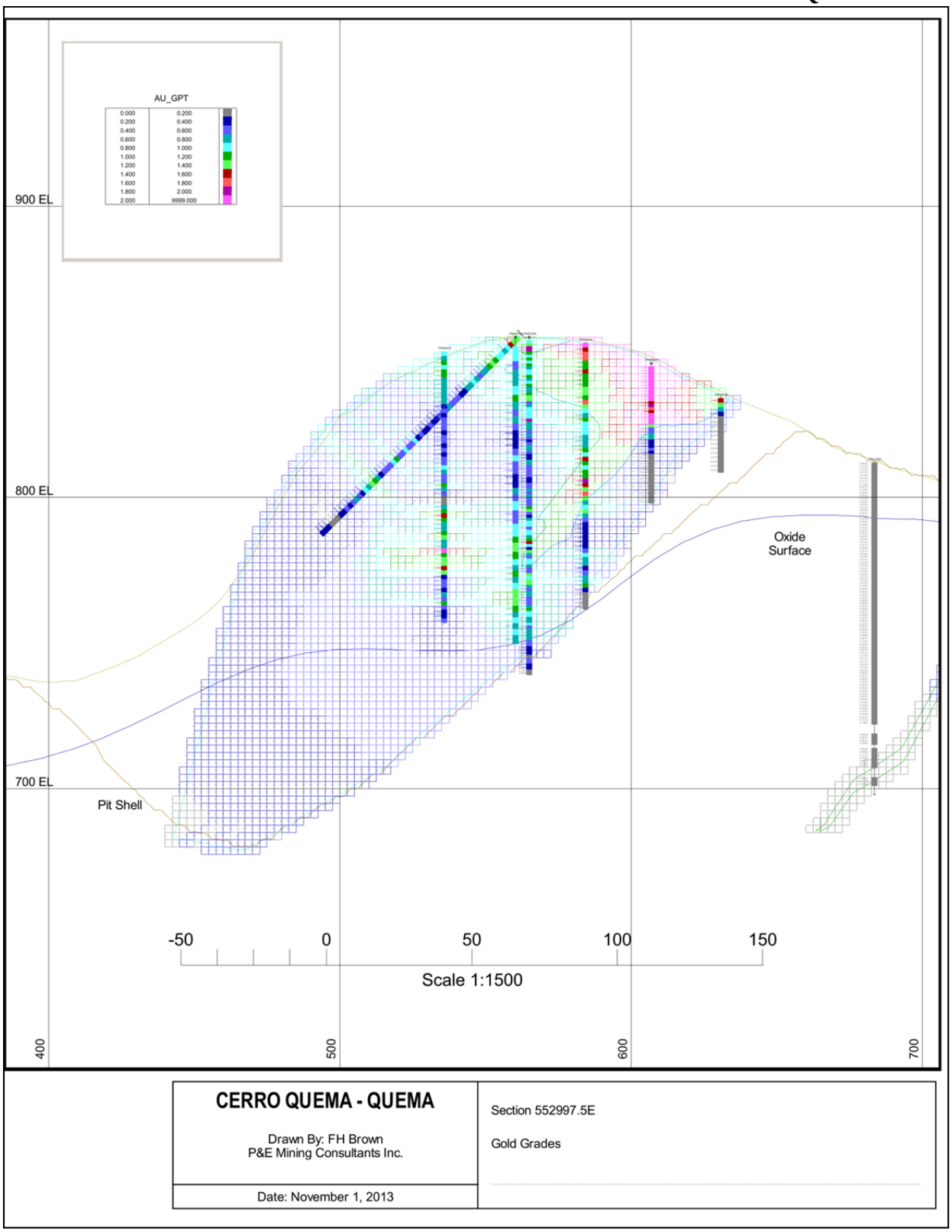
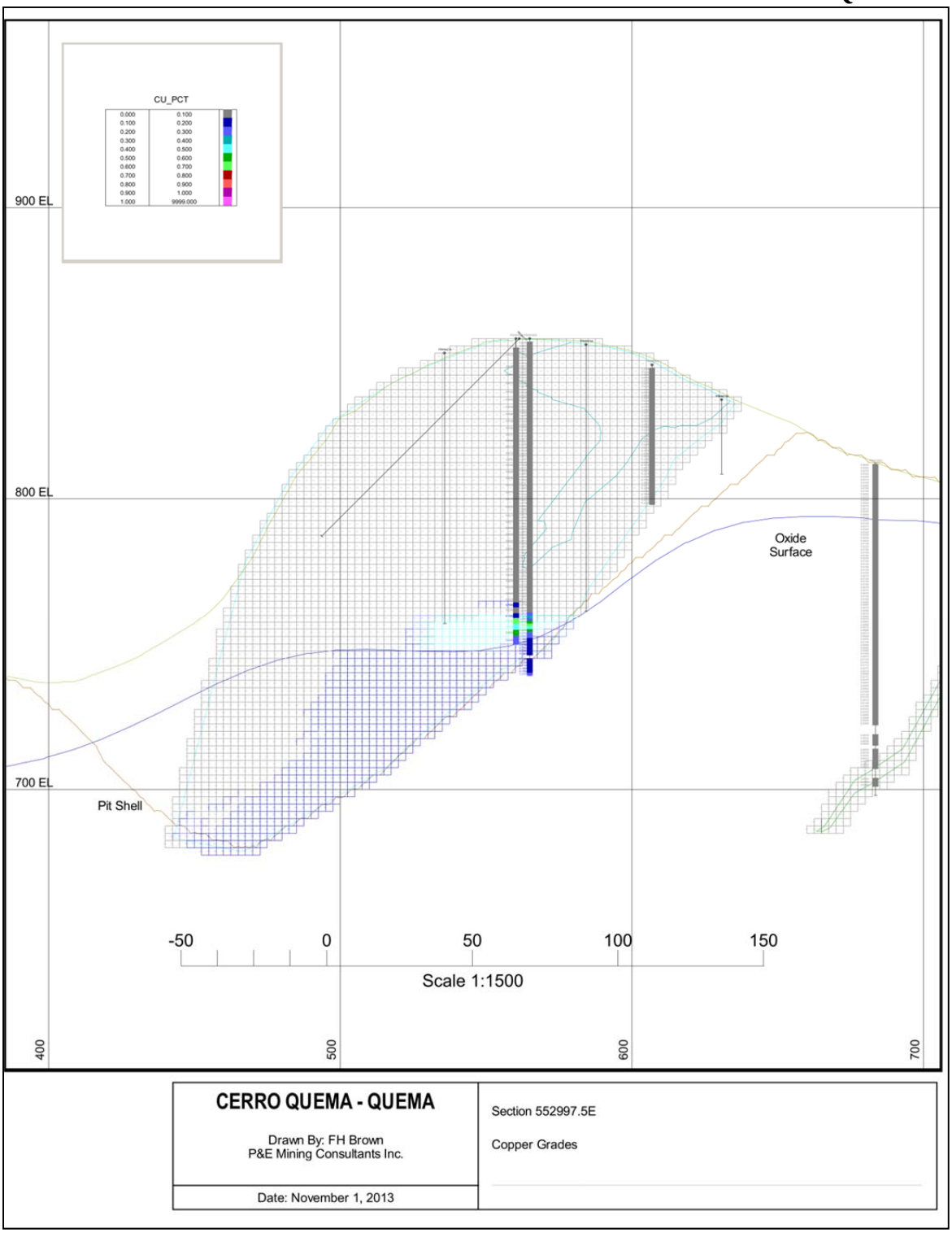


FIGURE 14.11 CORTE TRANSVERSAL MOSTRANDO LEYES DEL COBRE PARA QUEMA



Los modelos de bloques también se evaluaron comparando las estimaciones de bloque ID[3] con una estimación de la vecindad más cercana ("NN") en el corte cero, así como con la media de los

datos de material compuesto sin coronar. No se observó ningún sesgo global significativo entre el modelo a bloques y los datos de entrada (Tabla 14-9).

TABLA 14.10 VALIDACIÓN DE ESTADÍSTICA DEL DOMINIO

Dominio	Media del modelo Au g/t	Media del NN Au g/t	Media compuesta Au g/t
La Pava HG	1.46	1.45	1.487
La Pava LG	0.33	0.33	0.319
Quema HG del Este	2.64	2.55	2.676
Quema LG del Este	0.33	0.33	0.344
Quema Otro	0.32	0.35	0.343
Quema HG del Oeste	1.91	1.91	1.917
Quema LG del Oeste	0.49	0.48	0.554
Mesita	0.26	0.29	0.266
Dominio	**Media del modelo Cu %**	**Media del NN Cu %**	**Media compuesta Cu %**
La Pava óxidos	0.04	0.04	0.037
La Pava sulfuros	0.28	0.35	0.476
Quema óxidos	0.03	0.03	0.035
Quema sulfuros	0.12	0.14	0.174

El volumen total estimado reportado en corte cero también se comparó por dominio al volumen calculado del **cerco alambrado que define la mineralización (Tabla 14-10). Todos los volúmenes reportados caen dentro de las tolerancias aceptadas.

TABLA 14.11 COMPARACIÓN DEL VOLUMEN

Dominio	Volumen de recursos m^3	Volumen del diagrama de mallas m^3
La Pava	14,240,700	14,240,500
Quema Este	1,412,500	1,407,200
Quema Oeste	3,866,900	3,865,500
Quema Otro	120,200	120,000
Mesita	140,300	140,400
Total	**19,780,600**	**19,653,600**

15 Estimación de reservas minerales

La reserva mineral es aquella porción del recurso mineral que se identificó como explotable dentro del diseño de un tajo. La estimación de reservas minerales incorpora parámetros de extracción de mineral tales como la recuperación minera y la dilución de la roca estéril. Las reservas minerales forman la base del estudio del programa de pre-factibilidad de producción de la mina y los planes de la mina.

La operación minera de Cerro Quema solo consistirá de la minería a cielo abierto sin componente de minería subterránea planificada, por lo tanto, todas las reservas de mineral se consideran como reservas a cielo abierto.

No hay recursos minerales inferidos son utilizados en la estimación de la reserva mineral.

Las reservas minerales se desarrollan en un proceso de tres pasos.

i. Seleccionar el tajo optimizado para usarla como base en el diseño del tajo,
ii. Desarrollar un diseño de tajo operativo que incorpore bancos, criterios detallados de pendiente del tajo y rampas para camiones de acarreo,
iii. Estimar el tonelaje en a cielo contenido en el tajo operativo que cumple o excede los criterios de calidad de corte y aplicar los parámetros de explotación del mineral (es decir, pérdidas mineras y dilución) para ese tonelaje. El resultado final es la reserva mineral.

15.1 Resumen de reservas minerales

Las reservas minerales para el proyecto Cerro Quema serán proporcionadas por dos tajos separados: el tajo La Pava y el tajo Quema. Se identificaron cuatro depósitos mineralizados en el proyecto Cerro Quema. Estos son el depósito de La Pava, la Quema, la Quemita, y La Mesita. Se desarrollaron dos modelos a bloques separados, un modelo a bloques para el depósito de La Pava y un segundo modelo a bloques que contiene los otros tres depósitos. Para propósitos del reporte de recursos minerales, los tres últimos depósitos se agruparon en la zona del tajo Quema.

Las reservas minerales probadas y probables para el proyecto se resumen en la Tabla 15-1. Una ley de corte de 0.21 g/t de oro se utiliza para reportar todas las reservas.

Se identificaron tres tipos de mineral con base a sus diferentes características de extracción y procesamiento. Las reservas minerales son el tonelaje combinado de los tres tipos de mineral. La sección 16 describe la programación minera para los diferentes tipos de mineral.

- El mineral de “sílice” representa la mayor parte (95.5%) del tonelaje y es un tipo de mineral moderadamente duro.
- El mineral de “arcilla” es un material altamente degradado que puede ser blando y pegajoso. Debido a los problemas potenciales con la trituración y la aglomeración de este

material, se almacena y se procesa al final del ciclo de vida de la mina. El mineral de arcilla representa alrededor del 3.5% del tonelaje del tajo.

- El mineral "fresco" representa una porción muy pequeña (1%) del tonelaje del tajo y consiste de material protegido de la intemperie que hace la transición hacia la más profunda mineralización portadora de sulfuro de oro y cobre. Parte de este material se encontrará en el fondo del tajo.

TABLA 15-1 RESERVAS DE MINERALES EN CERRO QUEMA

	Mineral (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Oro contenido en Oz
La Pava				
Probado	6.82	0.80	0.04	176,000
Probable	7.40	0.67	0.04	159,000
Sub-total	14.22	0.73	0.04	335,000
Quema				
Probado	-	-	-	-
Probable	5.49	0.86	0.03	153,000
Sub-total	5.49	0.86	0.03	153,000
Total				
Probado	6.82	0.80	0.04	176,000
Probable	12.89	0.75	0.03	312,000
Total	19.71	0.77	0.04	488,000

15.2 Optimización del tajo

Los tajos de Cerro Quema fueron optimizados utilizando métodos estándar de la industria con base en los criterios descritos en la siguiente sección.

El paso de optimización del tajo utiliza el algoritmo Lerches-Grossman en el software Programador CAE NPV. El procedimiento aplica a los bloques de recursos en el modelo utilizando la explotación, el procesamiento y los costos G & A, la recuperación metalúrgica, y los criterios de pendiente del tajo.

Los recursos inferidos se consideraron como material de desecho en el proceso de optimización de este estudio de pre-factibilidad.

15.2.1 Parámetros de optimización

La Tabla 15-2 enlista los parámetros utilizados en la etapa de optimización del tajo. Un precio del oro de US $ 1,300/oz se usó como el caso base en la optimización.

Sólo los recursos de óxido en cada tajo se usaron en la etapa de optimización y la mineralización subyacente portadora de sulfuro de oro y cobre se consideró como residuo en la optimización.

Los costos de operación que se muestran en la Tabla 15-2 son preliminares con fines de optimización solamente y los costos operativos actualizados desarrollados a partir de los resultados de los trabajos de ingeniería se utilizan en la elaboración de modelos económicos.

TABLA 15-2 PARÁMETROS DE OPTIMIZACIÓN DE CERRO QUEMA

	Unida	**La Pava** Óxido	**Quema, Quemita, La Mesita** Óxido
Mineral minado	$/t minadas	$2.20	$2.60
Residuo minado	$/t minadas	$2.00	$2.00
Proceso	$/t proc	$6.13	$6.13
G&A	$/t proc	$1.00	$1.00
Recuperación por lixiviación	%	86%	86%[1]
Precio antiguo	$/oz	$1,300	$1,300
Costo de refinación	$/oz	$2.50	$2.50
Regalías[2]	%	4.0%	4.0%
Ley de corte	Au g/t	0.21	0.21
Ángulos de pendiente	Grados	40	40

1. *La recuperación es del 86% si la ley del oro es de 1 g Au/t o menos. Si la ley de oro es mayor que 1 g Au/t, % de Recuperación = (86% - ((gpt Au -1) x 3%)))*
2. *Posteriormente se especificó que la regalía debe ser del 4.6% en vez de 4.0%, sin embargo la optimización no se repitió ya que este impacto no se consideró significativo.*

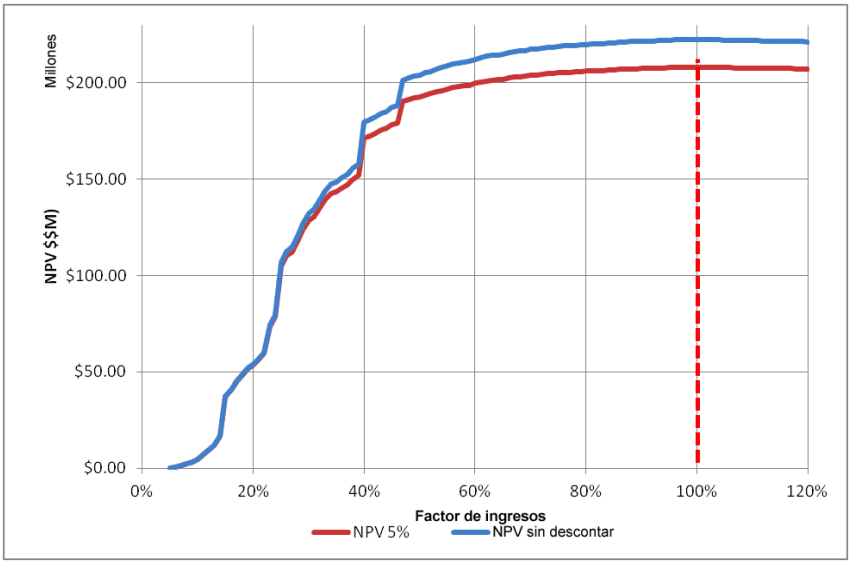
15.2.2 Resultados de la optimización y selección del tajo

Se realizaron una serie de análisis de optimización del tajo usando variables de factores de ingresos de oro, que van del 5% al 120%, con US $ 1,300/oz siendo 100% (caso base) el factor de ingreso. Los factores de ingresos variables modifican el valor del oro en cada bloque, y por tanto modifican el margen de beneficio por bloque. Se definió un tajo optimizado para cada factor de ingresos durante el proceso de optimización y los tajos tenderán a hacerse más grandes ante factores de ingresos más altos.

15.2.2.1 Optimización del depósito La Pava

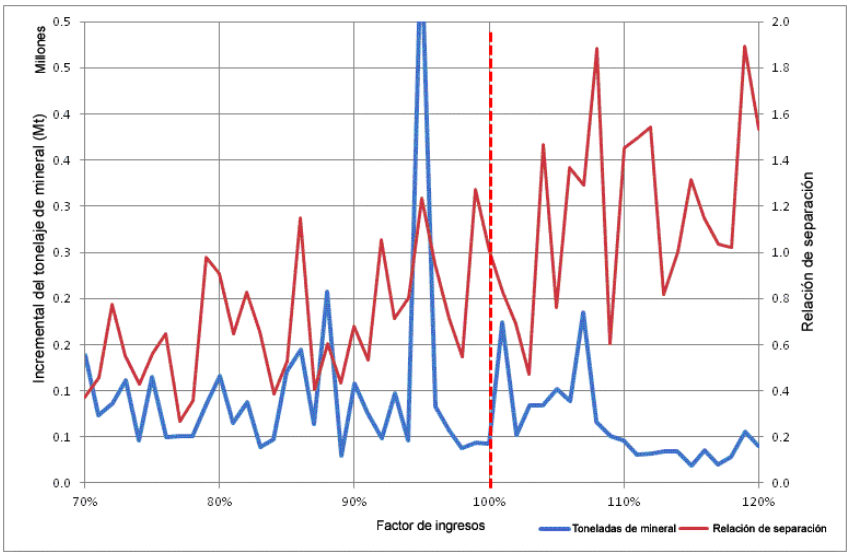
La Figura 15.1 presenta los resultados del análisis de optimización del tajo La Pava, y muestra cómo el valor actual neto del proyecto (NPV) del tajo varía con un factor de aumento de los ingresos.

FIGURA 15-1 OPTIMIZACIÓN DEL NPV DEL TAJO LA PAVA VS. FACTOR DE INGRESOS DE ORO



La curva del NPV de La Pava empieza a aplanarse más allá de un factor de ingresos del 70%. Para seleccionar el tajo que se usará como base para el diseño operacional del mismo, se examinaron los cambios incrementales en tamaño del tajo con más detalle, como se muestra en la figura 15.2. Las curvas muestran el tonelaje de mineral y la relación de separación a diferentes factores de ingresos. Puesto que no hay salto distintivo en el tonelaje de mineral del tajo entre 70% y 100%, se seleccionó la delimitación del yacimiento con el factor de ingresos del 100% como la base para el diseño del tajo. La Figura 15.5 (a) muestra una vista en 3D al 100% de la delimitación del yacimiento La Pava.

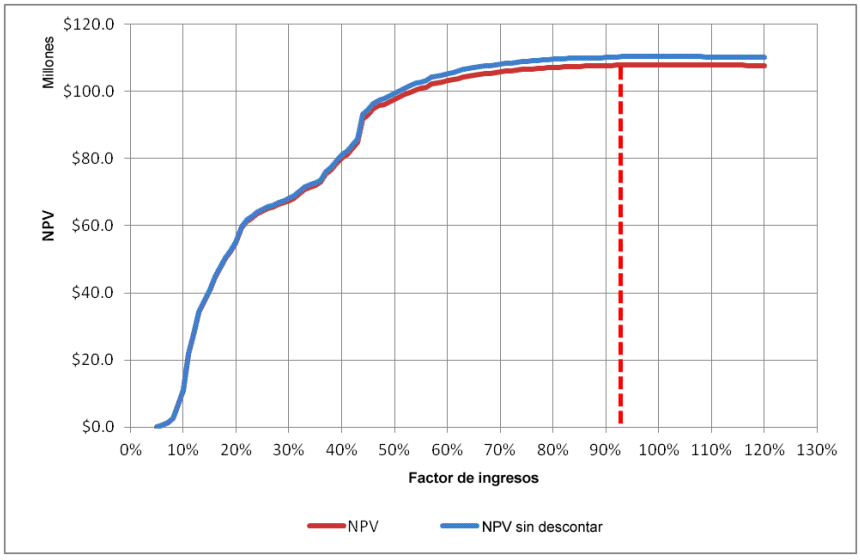
FIGURA 15-2 INCREMENTO DE TONELAJE DEL TAJO LA PAVA



15.2.2.2 Depósito Quema-Quemita

La Figura 15.3 presenta los resultados de un análisis de optimización similar para el tajo Quema, que muestra cómo el valor económico del tajo varía con el factor de aumento de los ingresos.

FIGURA 15-3 OPTIMIZACIÓN DEL NPV DEL TAJO QUEMA VS. FACTOR DE INGRESOS DE ORO



La curva NPV de Quema empieza a aplanarse más allá de un factor de ingresos del 60%. Con el fin de seleccionar la delimitación del yacimiento a usar como la base para el diseño operacional del tajo, se examinaron los cambios incrementales en el tamaño del tajo con más detalle, como se muestra en la figura 15.4. El aumento progresivo de toneladas de mineral disminuye gradualmente con factores de ingresos más altos. Más allá del factor de ingresos del 92%, el tonelaje de mineral aumenta muy poco a poco, y la separación incremental se dispara. Por lo

tanto, la delimitación del yacimiento con un factor de ingresos del 92% se seleccionó como la base para el diseño del tajo. La figura 15.5 (b) muestra una vista en 3D del 92% de la delimitación del yacimiento optimizado de Quema.

FIGURA 15-4 INCREMENTO DEL TONELAJE DEL TAJO QUEMA

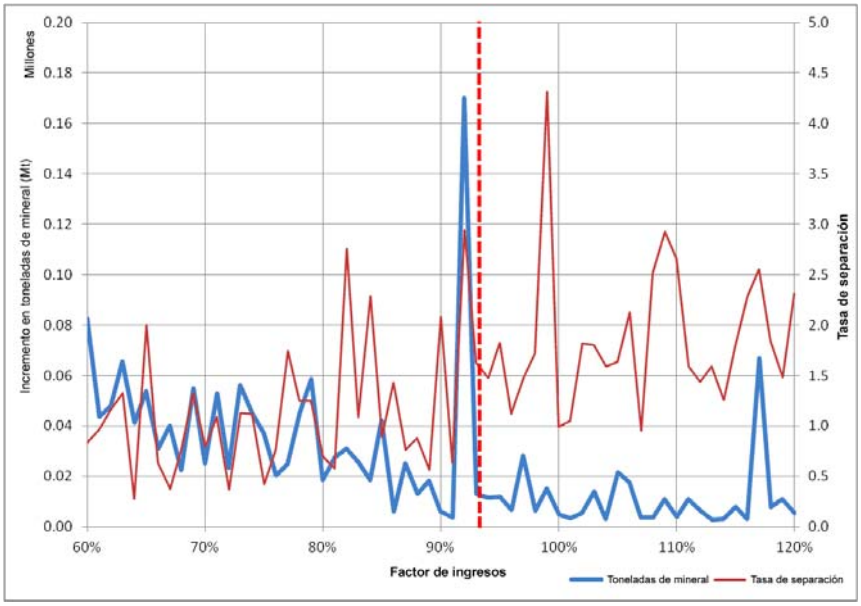


FIGURE 15-5 VISTAS EN 3D DE LA DELIMITACIÓN DEL TAJO OPTIMIZADA

Figura 15.5(a) Delimitación de La Pava (100%)

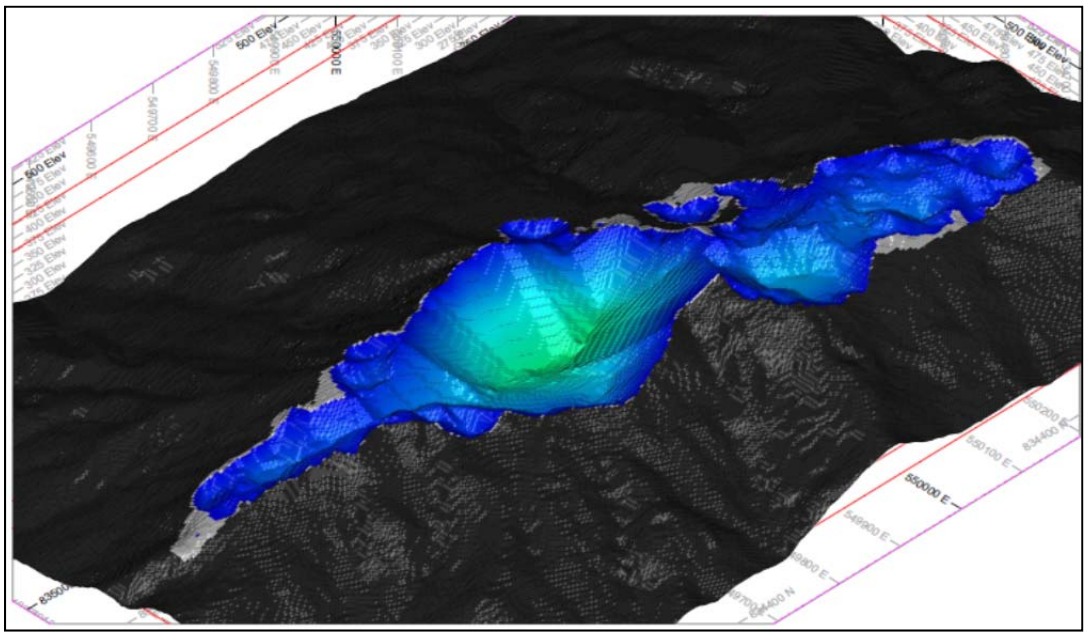
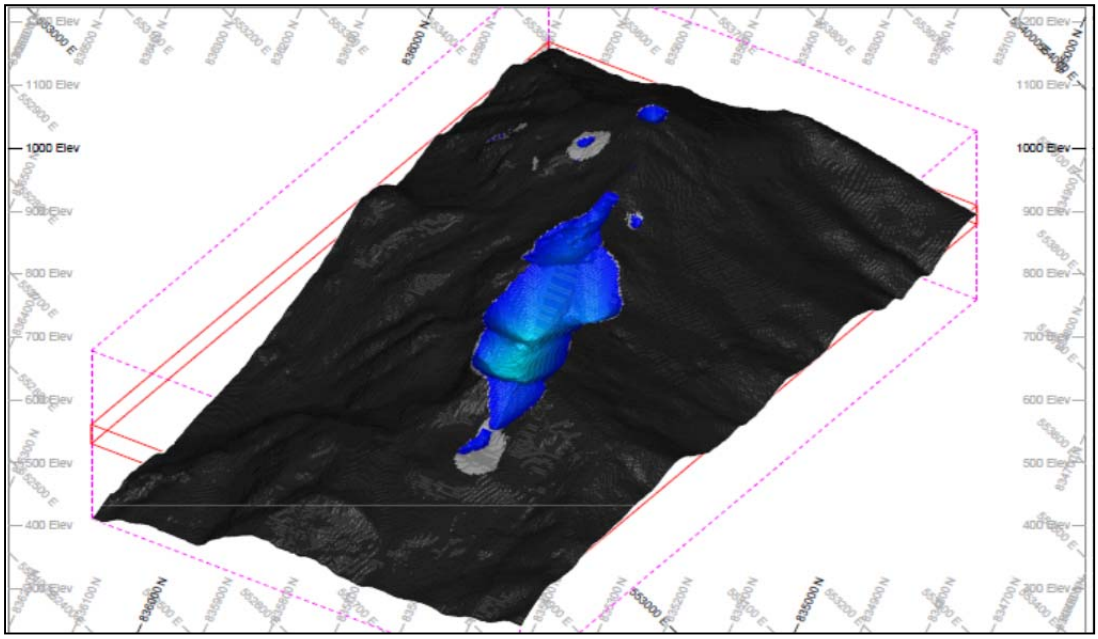


Figura 15.5(b) Delimitación de Quema (92%)



15.3 Diseño operacional del tajo

El siguiente paso en el proceso de estimación de reservas de mineral es diseñar un tajo operativo para cada depósito, que será la base para el plan de producción de la mina. Estos tajos se pueden subdividir posteriormente en fases de minería para la programación de la producción, pero estas fases internas no afectan a la estimación de la reserva mineral contenida dentro del tajo final.

Los criterios de planificación de mina usados para diseñar el tajo operativo se muestran en la Tabla 15-3. El tamaño del camión bajo consideración será de 40t a 50t de capacidad, los cuales poseen una anchura operativa del camión de aproximadamente 4.5 m. Las Figuras 15.6 (a) y 15.6 (b) presentan las vistas de planta de los tajos finales.

TABLA 15-3 PARÁMETROS DE DISEÑO DEL TAJO CERRO QUEMA

Ancho del camino de acarreo	18 metros
Pendiente del camino de acarreo	10% max
Rampas para camión de un carril (si requiere)	10-m de ancho y hasta 15% para dos bancos para acceso a corto plazo
Pendientes del tajo	40 grados entre rampa, 10m doble bancado, 62º ángulo cara del banco y 6.5m ancho del banco.

FIGURA 15-6 DISTRIBUCIONES FINALES DEL TAJO

Figura 15.6(a) Diseño final del tajo La Pava

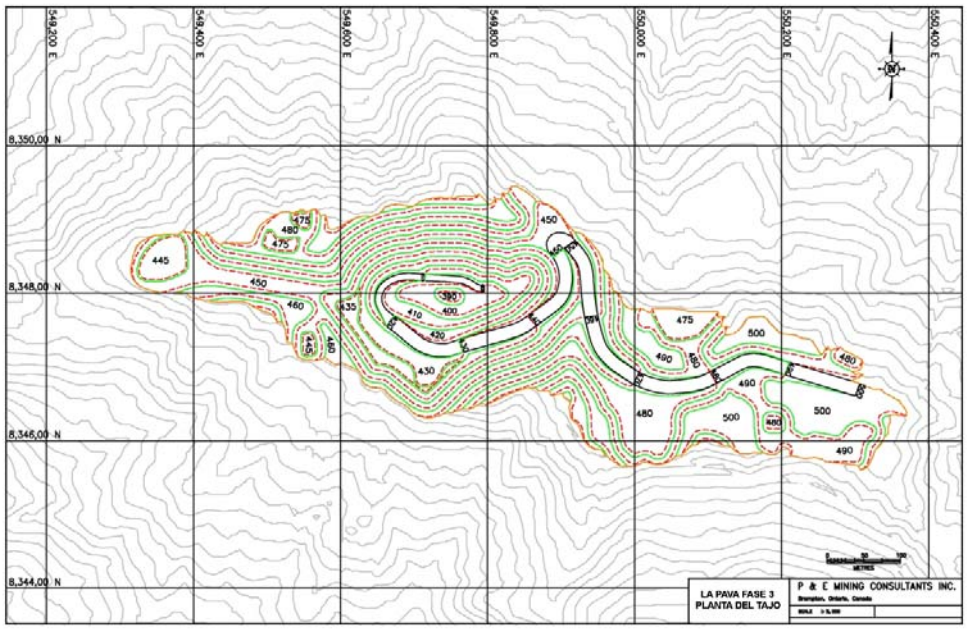
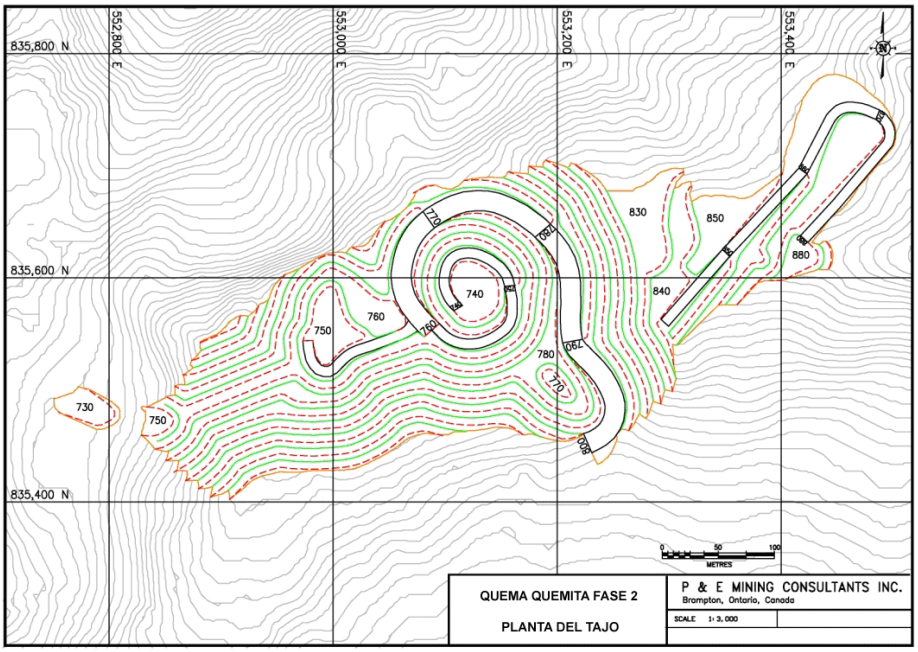


Figura 15.6(b) Diseño final del tajo Quema



15.4 Dilución y pérdida de mineral

Para estimar el tonelaje de reserva mineral, las pérdidas mineras y los residuos de dilución se deben aplicar a las toneladas de mineral contenidos dentro del tajo operacional.

15.4.1 Pérdidas de extracción

Con base en la experiencia de minería P&E, un factor de pérdida de extracción del 3% se aplicó a cada tipo de mineral.

15.4.2 Dilución

Se aplicó un factor de dilución a cada tipo de mineral, como se muestra en la Tabla 15-4. La cantidad de dilución se calcula sobre la base de un examen a las dimensiones de las zonas de mineral dentro del tajo y en varios bancos. Se supuso que habría una dilución de 1.5 metros de espesor “piel” alrededor de esas zonas de mineral y el porcentaje de dilución se basa en la proporción del área de “piel” al área de propia zona de mineral. Con este enfoque, zonas de mineral estrechas se diluirían en mayor medida que grandes zonas expansivas de mineral.

TABLA 15-4 PARÁMETROS DE DILUCIÓN DE CERRO QUEMA

	Factor de pérdida de mineral	Factor de dilución	Grado de dilución (Au)	Grado de dilución (%Cu)
La Pava	3%	6.7%	0.08 g/t	0.02%
Quema	3%	7.3%	0.06 g/t	0.01%

El tonelaje de mineral de reserva final se calcula mediante esta fórmula:

Toneladas de reserva diluidas = (toneladas in situ) x (1 – %FactorPérdidaMineral) x (1+%FactorDilución)

La reserva final del grado de dilución del mineral se calcula usando la fórmula:

Grado de dilución = (grado in situ + %FactorDilución x GradoDilución) / (1+%FactorDilución)

El tonelaje resultante diluido del tajo se considerará como la reserva mineral, y se presentó anteriormente en la Tabla 15-1.

16 Operaciones mineras

El método de extracción propuesto para el proyecto Cerro Quema será una mina a cielo abierto convencional. La actividad minera se realizará en dos minas a cielo abierto, el tajo La Pava y el tajo Quema. Una flota de excavadoras hidráulicas y camiones que constan de camiones de 50 toneladas de chasis rígido y camiones articulados de 40 toneladas que se utilizarán para extraer el mineral y los materiales de desecho. Se requerirá la perforación y voladura del mineral y rocas de desecho, aunque algunos materiales serán de excavación libre.

La tasa de producción de mineral entregado al área de pilas de lixiviación es aproximadamente de 3.6 millones de toneladas anuales de mineral de sílice y del tipo de roca fresca. El mineral tipo arcilla se almacenará y procesará al final de la vida de la mina ya que este mineral requiere un método diferente de trituración y aglomeración.

Las tasas mineras anuales totales van desde un máximo de 7.1 millones de toneladas de mineral combinado con residuos hasta un mínimo de 5.5 millones de toneladas, con un promedio aproximado de 6.4 Mt/ año. Esto se traduce en una tasa media diaria de extracción de 18,000 tpd, de las cuales 10,000 tpd serían de mineral.

16.1 Diseño de las etapas y fases del tajo

Con el fin de asignar las cantidades de despojo de residuos o roca estéril en el tiempo y permitir un acceso más rápido al mineral de mejor ley, tanto el tajo La Pava como el tajo Quema se subdividieron en fases mineras que se desarrollarán de forma secuencial. La minería puede ocurrir en múltiples fases simultáneamente debido a la necesidad de mantener las tasas de extracción totales dentro de un rango razonable, que depende de las tasas de mineral y de residuos en los bancos de minería individuales. Por ejemplo, al extraer en áreas con tasas bajas de residuos-mineral, la extracción también se puede realizar en otros lugares, en bancos con tasas más altas de residuos-mineral para igualar la cantidad total de material movido durante diferentes períodos de tiempo.

Las tres fases de diseño del tajo para el tajo La Pava se muestran en la figura 16.1. Para el tajo Quema se diseñaron dos fases de tajo, como se muestra en la Figura 16.2. Los tonelajes de mineral y residuos para cada fase del tajo se muestran en la Tabla 16.1 (La Pava) y en la Tabla 16.2 (Quema).

Tabla 16-1 Toneladas por fase del tajo La Pava

	Total de mineral (diluido)		Residuo	Total de material	
	Mt	Au g/t	Mt	Mt	[Tasa de desbroce] (W/O)
Fase 1	4.94	0.80	3.20	8.14	0.65
Fase 2	6.00	0.76	4.23	10.23	0.71
Fase 3	3.28	0.59	2.82	6.10	0.86
Total	14.22	0.73	10.25	24.47	0.72

Tabla 16-2 Toneladas por fase del tajo Quema

	Total de mineral (diluido)		Residuo	Total de material	
	Mt	Au g/t	Mt	Mt	Tasa de desbroce (W/O)
Fase 1	0.61	1.42	0.38	0.99	0.62
Fase 2	4.87	0.80	3.63	8.50	0.74
Total	5.49	0.86	4.01	9.49	0.73

16.1.1 Antecedentes geotécnicos

Golder Associates realizó una revisión geotécnica para dar recomendar el diseño de la pendiente del tajo para el Estudio de Pre-Factibilidad. Este estudio se incluyó:

- un examen de la información geológica y geotécnica disponible,
- un programa de campo que incluyó la recolección de datos de discontinuidad de los recortes de roca existentes,
- un registro geotécnico del núcleo partido existente,
- un programa de pruebas de laboratorio para caracterizar materiales geotécnicos,
- un programa de ingeniería de análisis y evaluación para apoyar las recomendaciones del diseño de la pendiente del tajo.

El alcance del programa de campo Golder se limitó por el PFS debido al análisis económico preliminar que indicó que la economía del proyecto no se ve muy afectada por los ángulos de pendiente del tajo debido a las bajas tasas de desbroce. La información geotécnica se recopiló de datos existentes y de datos que se podían recolectar de los afloramientos rocosos.

El registro de datos de los núcleos de agujeros de exploración, de los datos de mapeo de superficie y del análisis de estos datos indica que tanto el lecho de roca oxidado y el no oxidado se clasifica como débil (5 MPa < UCS < 25 MPa) y como altamente fracturado en base a las mediciones de RQD. Aún cuando la roca intacta se clasifica como débil, la calidad de la masa de roca se clasifica como aceptable (41 < RMR76 < 60) y los análisis de ingeniería indican que el potencial de fracaso debido a la sobrecarga de la masa de roca es bajo.

El modelo geológico estructural desarrollado por Pershimco no indica el potencial a gran escala, de fallas estructuralmente controladas en las laderas de tajo. Las estructuras a gran escala se indican como demasiado empinadas para la luz del día en las paredes del tajo para formar fallas de corte plano a gran escala, o que se crucen de tal manera que formen a gran escala, cuñas inestables en las laderas de tajo. Los ángulos de pendientes entre rampas se limitarán por la configuración de banco para que se puedan desarrollar y mantener con seguridad. Las uniones de la masa de roca son típicamente muy empinadas y suficientemente persistentes para formar cuñas de roca que controlen la inclinación de las caras de banco. La masa de roca se encuentra altamente fracturada típicamente como lo indica el bajo RQD. Esto limita la altura de las bancas que se puedan desarrollar con seguridad y limita la inclinación de los ángulos de la cara del banco que se puedan desarrollar durante la voladura y excavación.

Puesto que hay principalmente un tipo de roca a lo largo de las paredes del tajo, y el grado de fracturación de la masa de roca en vez de la orientación de las estructuras controla la inclinación de las pendientes de tajo, las siguientes recomendaciones aplican a todas las pendientes, para el tajo de la Pava y para el tajo Quema. La altura de producción del banco en los tajos La Pava y Quema es de 5 m con base de los requisitos de control de nivelación. Para lograr pendientes finales más empinadas, Golder recomienda que se puedan apilar dos bancos con altura de producción de 5 m para dejar bancos de captura a intervalos verticales de 10 m en las pendientes finales del tajo (método conocido como “doble banqueo”).

El siguiente criterio de Ritchie modificado se utilizó para definir un ancho de banco de captura mínimo aceptable en el lecho de roca:

Ancho del banco de captura (metros) = 4.5 metros + (0.2 * Altura del banco en metros)

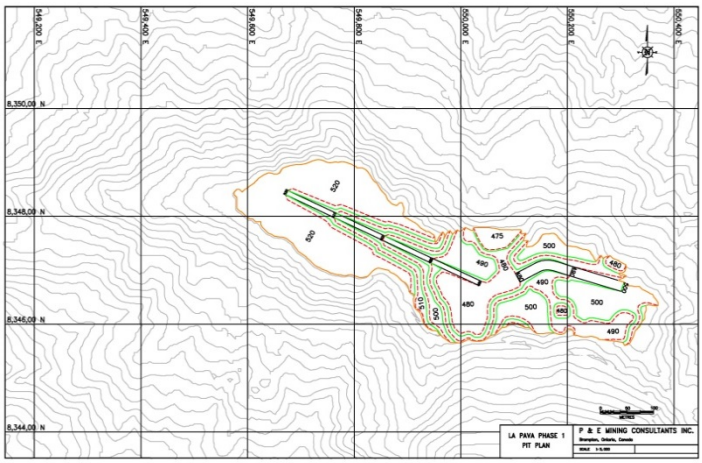
Esto se traduce en el diseño de un ancho de banco de captura de 6.5 m por 10 m de altura en bancos utilizados para el diseño pendientes finales para estos tajos. Para el PFS, Golder recomienda diseñar pendientes en todas las unidades de lecho de roca que formen pendientes finales mediante el doble banqueo y dejando bancos de captura con un ancho de 6.5 m a intervalos verticales de 10 m. Utilizar un ángulo de cara del banco de 62 grados da lugar a un ángulo de inclinación entre rampas de 40 grados.

Aunque no se espera que exista saprolita en las pendientes con altura significativa, Golder recomienda que la saprolita se incline a 30 grados y que se deje un banco de 5m de ancho en la parte alta del lecho de roca.

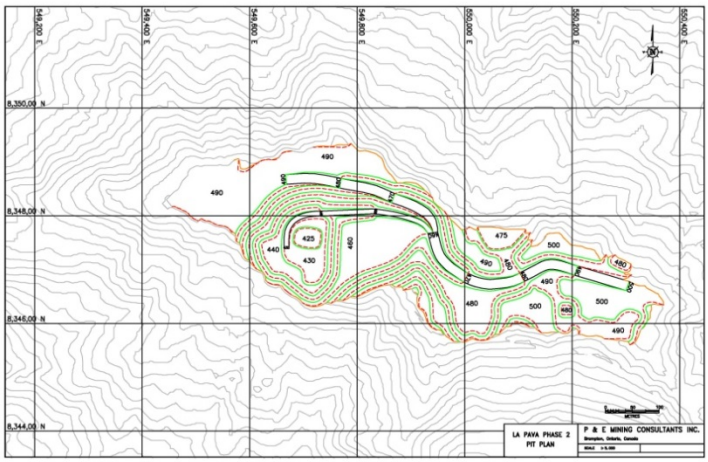
Voladura de pre-división puede no ser eficaz en el lecho de roca fracturado del Cerro Quema. La voladura de recorte debiera proporcionar buenos resultados en el lecho de roca y debe usarse para lograr los ángulos de cara de banco recomendados.

Figura 16-1 Fases del tajo La Pava (1, 2, 3)

Fase 1



Fase 2



Fase 3 (Tajo final)

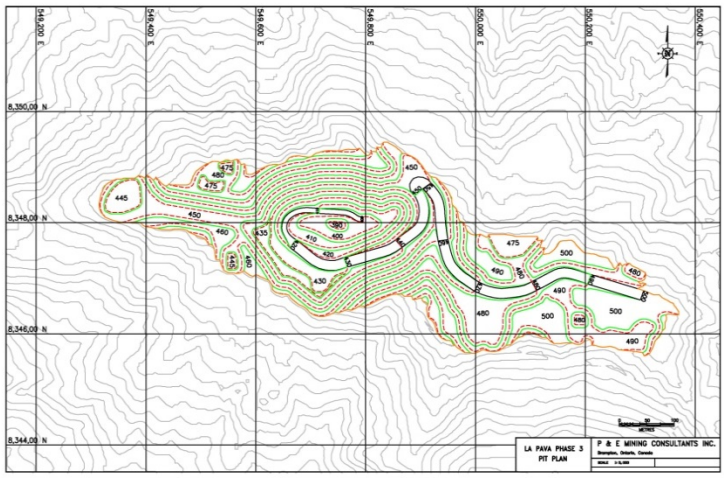
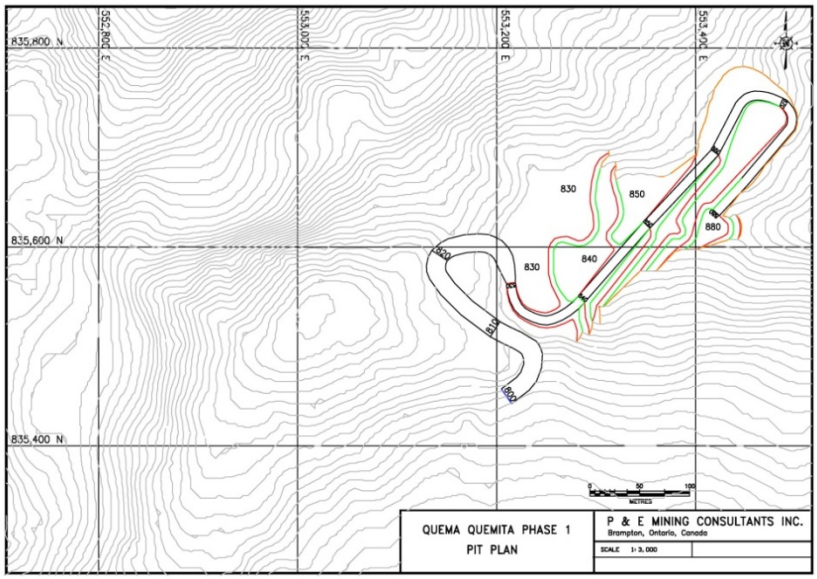
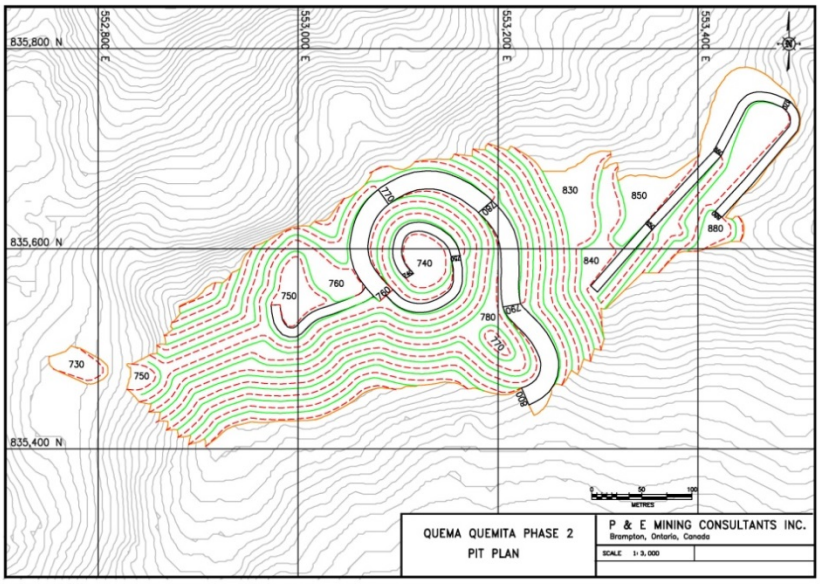


Figura 16-2 Fases del tajo Quema (1, 2)

Fase 1



Fase 2 (Tajo final)



16.2 Programa de producción a cielo abierto

El programa de producción a cielo abierto se desarrolló con varias limitaciones proporcionando un marco para el plan de producción global. Algunas de las principales limitaciones son las siguientes.

- Mantener las tasas de explotación globales con consistencia razonable de año en año, reconociendo que los volúmenes de desechos pueden disminuir en los años posteriores.
- La tasa de lixiviación en pilas con base en 3.6 Mt al año de sílice y minerales frescos.
- Mineral de arcilla que se encontró almacenado para su procesamiento al final de la vida de la mina por la necesidad de diferentes equipos de procesamiento frontal.
- Asumir el programa de rampa en ascenso de la producción mostrado en la Tabla 16.3.
- Extracción inicial en el tajo La Pava para obtener roca estéril para llenado con fines de construcción y luego la transición al tajo Quema para acceder a mineral de mayor ley.
- Programación de la producción para el Año-1 y Año+1 se realizó con una base trimestral y, posteriormente, anualmente a partir de entonces.
- Que las reservas mínimas de mineral (50.000 t) estén garantizadas en la trituradora, excepto para el mineral de arcilla.
- Cuantificar individualmente las toneladas anuales de extracción por tipo de mineral con respecto al mineral de sílice, mineral de arcilla, y minerales frescos.

Tabla 16-3 Meta de producción de rampa ascendente

		Mineral (t)	% de capacidad	
Año-1	Q1	-		
	Q2	-		
	Q3	-		Pre-desbroce de residuos para construir la rampa y la plataforma.
	Q4	500,000	89%	Pre-desbroce y apilación del mineral
Año 1	Q1	900,000	100%	300kt por mes = 900kt de sílice/ mineral fresco
	Q2	900,000	100%	300kt por mes = 900kt de sílice/ mineral fresco
	Q3	900,000	100%	300kt por mes = 900kt de sílice/ mineral fresco
	Q4	900,000	100%	300kt por mes = 900kt de sílice/ mineral fresco
Año 2 y posteriores		3,600,000	100%	300kt por mes = 900kt de sílice/ mineral fresco

El programa de producción se desarrolló utilizando Microsoft Excel, con base en los criterios de planificación descritos anteriormente. Se desarrollaron varias iteraciones del programa de producción para tratar de acomodar tantos criterios de producción como fue posible.

El programa de producción de mina seleccionado se muestra en la Tabla 16.4, y se resume en una base anual. La vida total de la mina es de 5 años, sin incluir un año de pre-producción. La figura 16.3 ilustra la secuenciación cuando ocurrirá la extracción en las diferentes fases del tajo.
En el Año-1, el pre-desbroce y extracción temprana de mineral requerirá una extracción de alrededor 1.96 millones de toneladas, un costo que sería capitalizado. De este tonelaje, 1.37 Mt de residuos se usarían para fines de construcción. Las densidades de mineral y residuos a granel se resumen en la Tabla 16.5.

Tabla 16-4 Resumen del programa de producción de la mina

		Total	-1	1	2	3	4	5
La Pava								
Residuo	kt	10,251.9	1,373.9	933.0	2,637.3	3,192.8	1,730.8	384.1
Mineral	kt	14,220.8	585.1	1,933.0	3,822.2	3,859.4	2,638.9	1,382.2
Au	g/t	0.73	0.88	0.85	0.75	0.63	0.70	0.80
Cont. oro	*oz*	*334,350*	*16,532*	*53,058*	*91,921*	*77,829*	*59,513*	*35,497*
Desbroce	w:o	0.72	2.35	0.48	0.69	0.83	0.66	0.28
Quema								
Residuo	kt	4,006.2	-	1,039.9	-	-	1,610.7	1,355.7
Mineral	kt	5,487.2	-	1,910.7	-	-	1,178.9	2,397.7
Au	g/t	0.86	-	1.34	-	-	0.7	0.6
Cont. oro	*oz*	*152,511*	-	*82,332*	-	-	*24,973*	*45,207*
Desbroce	w:o	0.73	-	0.54	-	-	1.37	0.57
Total								
Residuo	kt	14,258.1	1,373.9	1,972.8	2,637.3	3,192.8	3,341.5	1,739.8
Mineral	kt	19,708.0	585.1	3,843.7	3,822.2	3,859.4	3,817.8	3,779.8
Au	g/t	0.77	0.88	1.10	0.75	0.63	0.69	0.66
Cont. oro	*oz*	*486,861*	*16,532*	*135,389*	*91,921*	*77,829*	*84,486*	*80,703*
Total Material	kt	33,966.1	1,959.0	5,816.6	6,459.5	7,052.2	7,159.3	5,519.6
Tasa desbroce	w:o	0.72	2.35	0.51	0.69	0.83	0.88	0.46

Figura 16-3 Gráfica de secuencias en fases de la mina

	-1	1	2	3	4	5
La Pava						
Fase 1	**pre-despojo**					
Fase 2						
Fase 3						
Quema						
Fase 1		**Alta ley**				
Fase 2		**Alta ley**				

Tabla 16-5 Densidades del material

La Pava	Densidad in situ (t/m^3)	Densidad suelta (Factor de Hinchazón de Minado) 40%	Densidad suelta (Factor de Hinchazón Compactada del Montón) 20%
Mineral de sílice	2.45	1.75	-
Mineral de arcilla	2.45	1.75	-
Mineral fresco	2.45	1.75	-
Residuo	2.44	1.74	2.03
Quema	Densidad aparente (Densidad a granel) In situ (t/m^3)	Densidad suelta Factor de Hinchazón de Minado) 40%	Densidad suelta Factor de Hinchazón Compactada del Montón) 20%
Mineral de sílice	2.32	1.66	-
Mineral de arcilla	2.32	1.66	-
Mineral fresco	2.32	1.66	-
Residuo	2.44	1.74	2.03

16.3 Reservas

Una reserva de mineral de aproximadamente 50,000 toneladas (~ 5 días de producción) se mantendrá cerca de la trituradora primaria. Esta reserva sería reclamada por un cargador frontal cuando sea necesaria.

El propósito de la reserva es proporcionar alimentación de emergencia a la trituradora si ocurren dificultades operacionales en la mina. La reserva también habilitará permitirá que las operaciones de la mina continúen entregando mineral cuando durante los períodos en que los sistemas de trituración y apilado sean inoperables.

Existe cierta preocupación de que durante la temporada de lluvias la reserva se saturará y se mojará. Se tendrá que considerar la forma de gestionar el control de humedad durante la estación húmeda. El reclamo regular de la reserva (primero en entrar / primero en salir) puede ayudar a evitar esto.

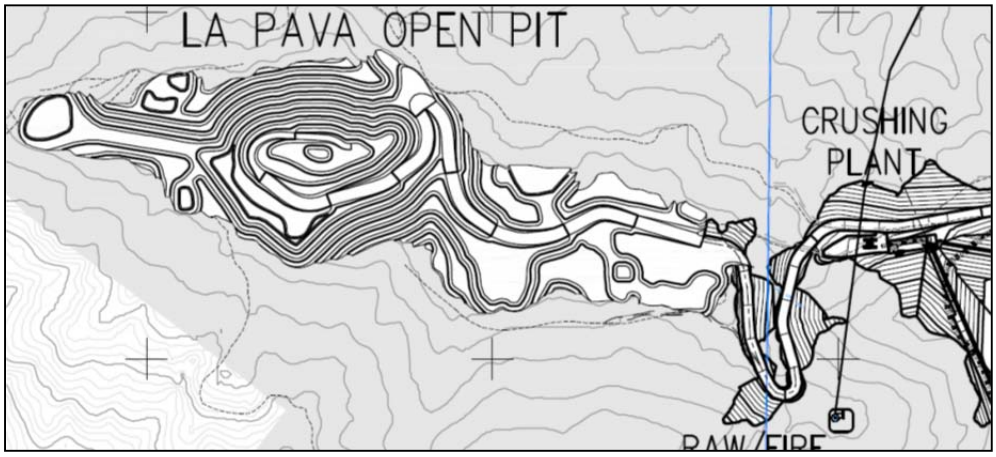
16.4 Caminos de acarreo

El mineral y residuos del tajo de La Pava se transportarán a la trituradora y los vertederos de residuos del Chontal. El tramo superior de la ruta de acarreo La Pava se ubicará en una topografía inclinada y por lo tanto, consistirá tanto de cortes de carreteras y rellenos de tierra. La parte inferior del camino de La Pava consistirá en una gran rampa construida con material de desecho del pre-desbroce de La Pava. En esta etapa del estudio, los diseños detallados de

caminos no se completaron porque requieren completar los estudios de campo y de reconocimiento.

El camino de acarreo La Pava se requeriría para el cuarto trimestre del Año-1, por lo tanto, su construcción comenzará al iniciar el Año-1. La longitud de corte y relleno del camino sería de unos 600 metros, con una anchura de trabajo de 18 metros y una pendiente máxima del 10%. El alineamiento propuesto para este camino se muestra en la Figura 16.4.

Figura 16-4 Camino de acarreo del tajo La Pava



En el tajo Quema, la construcción de un camino de acarreo para acceder a este tajo de mayor altitud sería costoso, y los costos de productividad de acarreo serían considerables. Un estudio de compensación recomendó el uso de un sistema de transporte para acarrear el mineral y los residuos por la ladera. Los residuos se sacarían del transportador en el valle Chontal y el mineral sería enviado a la zona de trituración primaria. Un simple alimentador grizzly y un triturador de rocas se usarían para alimentar el transportador del tajo Quema. Actualmente, existe una senda que se puede utilizar para el acceso de equipos hasta el sitio de la mina del tajo Quema para comenzar las operaciones mineras cuando requiera.

16.5 Eliminación de residuos de roca

La operación minera requerirá el desbroce y la eliminación de residuos de roca. Generalmente la relación de extracción global de residuos a mineral es relativamente baja, alrededor de 0.7:1 y la cantidad total de residuos es de unas 14.3 millones de toneladas.

La cubierta orgánica del suelo en las áreas del tajo es mínima y debido al terreno escarpado, los suelos orgánicos se desbrozarán con la roca estéril. No se prevé la segregación.

La mayor parte del residuo de roca tanto del tajo la Pava como del tajo Quema se colocará en un vertedero de residuos externo único ubicado al este de la plataforma proceso llamado Vertedero de residuos de roca el Chontal Superior. Se realizó un estudio de compensación para evaluar ubicaciones alternativas para la eliminación de residuos de roca para el proyecto Cerro Quema. Al finalizar este estudio de compensación, se seleccionó el sitio ubicado en la parte alta de la

cuenca de drenaje de la Quebrada Chontal para la eliminación de residuos de roca de los tajos La Pava y Quema. Este estudio de compensación se presenta en el Apéndice IV-B.

El vertedero de residuos de roca el Chontal Superior pretende minimizar la huella de perturbación global causada por el proyecto. Inicialmente parte del material de desecho se utilizará para construir caminos, la plataforma del área de proceso, y las áreas de reserva.

En el tajo La Pava, se pueden realizar algunos rellenos de cantidades mínimas de residuos de las fases 2 y 3 en la Fase 1 ya minada. Puesto que los acarreos desde las fases 2 y 3 son a través de del tajo de la Fase 1, las áreas potenciales para rellenar son menores, como se muestra en la figura 16.5. La Tabla 16.6 resume los volúmenes de residuos y los destinos de los residuos.

El vertedero de residuos según se diseñó tiene una capacidad de 7.0 millones de metros cúbicos, mientras que el requerimiento estimado es menor que eso (Tabla 16.6). Sin embargo, existe cierta incertidumbre sobre la densidad colocada, y sobre la cantidad de residuos que pueden usarse en la plataforma de procesos y para rellenar caminos, por lo tanto, el vertedero diseñado proporciona cierto exceso de capacidad, si así se requiere.

Tabla 16-6 Volúmenes de colocación de residuos

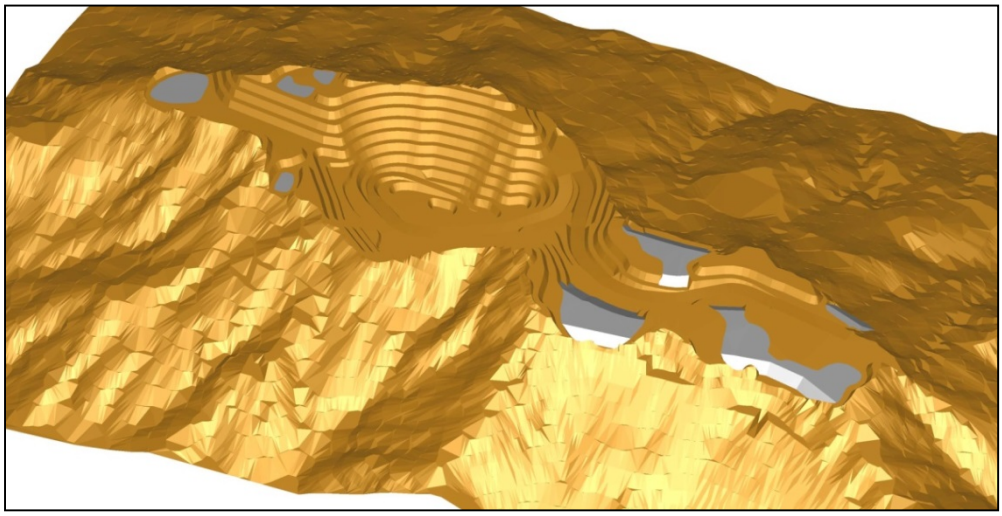
	Residuo total (Mt)	**Volumen de residuo (Mm3)**	**Para construcción (Mm3)**	**Para Chontal (Mm3)**	**Relleno La Pava (Mm3)**
La Pava	10.25	5.04	0.65	4.20	0.20
Quema	4.01	1.97	-	1.97	-
Total	14.26	7.01	0.65	6.17	0.20

Los vertederos se construirán en elevaciones para asegurar la estabilidad geotécnica en general. Golder proporciona especificaciones geotécnicas de diseño para el vertedero de residuos, las cuales se resumen en la Tabla 16.7.

Tabla 16-7 Criterio de diseño del vertedero de residuos (Vertedero Chontal)

Altura de la elevación	15 metros
Altura total del vertedero	80 metros
Elevación de cresta del vertedero	455 metros SNPM (Sobre el Nivel Promedio del Mar)
Ángulo de la cara de la elevación	1.5:1 (H:V)
Ancho del banco de la elevación	10 metros
Pendiente general del vertedero	2.5:1 (H:V) 21.8º

Figura 16-5 Tajo La Pava – Posibles áreas para vertedero de residuos



16.6 Operación a cielo abierto

El estudio de pre-factibilidad considera tanto la opción de la mina operada por el propietario (Sección 16.7) como la mina operada por un contratista (Sección 16.8). El caso base para el estudio es la opción de la mina operada por el propietario.

Las operaciones de la mina en Cerro Quema emplearán métodos y tecnologías probadas en otros lugares de minas tropicales. El tajo a cielo abierto operaría utilizando bancos de 5 metros de altura y equipos de minería convencional, como se explica en el Apéndice IV-A. No se seleccionaron fabricantes o modelos de equipos específicos en este nivel del estudio, y por tanto, las discusiones tienden a ser genéricas.

Las diversas actividades relacionadas con la explotación minera consistirán de:

- Perforación y voladura,
- Control de pendiente (grade control),
- Carga y acarreo de residuos de roca y mineral,
- Desagüe del tajo,
- Servicios de mina y supervisión.

16.7 Opción de mina operada por el propietario

La opción de la mina operada por el propietario se examinó a partir de primeros principios basados en estimaciones de producción de la flota de equipos vinculados al programa de producción.

16.7.1 Programación del equipo

Para efectos de programación de los equipos, la mina operada por el propietario operaría en base a dos turnos de 10 horas diario, 7 días a la semana durante todo el año.

16.7.2 Perforación y voladura

La masa de roca se considera de una roca más débil y es probable que no requiera un voladura fuerte. Se anticipa un factor de pólvora en el rango de 0.12 a 0.15 kg/t. Se supone que el 80% de la roca de sílice y 100% de roca fresca requieren perforación y voladura aunque los materiales arcillosos erosionados cercanos a la superficie no requieren su excavación.

Los barrenos se perforarían utilizando un martillo superior o taladros. El perforador propuesto sería tipo diésel, montado sobre orugas, un equipo perforador de cabezal impulsor de pasadas múltiples. El equipo de perforación estaría equipado con un cambiador tipo carrusel de tubería de perforación y un sistema de control remoto que permita cambiar la tubería de perforación desde la cabina del operador. La tasa general prevista de penetración en la perforación del mineral y los residuos de roca relativamente blandos es de 50 m/h.

Los patrones de voladura propuestos se resumen en la Tabla 16.8.

Tabla 16-8 Diseño de perforación y voladura

	Mineral de sílice	Mineral de arcilla	Mineral fresco	Residuo
Altura del banco (m)	5.00	Sin voladura	5.00	5.00
Sub-pendiente 15% (m)	0.75		0.75	0.75
Longitud total del agujero (m)	5.75		5.75	5.75
Diámetro del agujero (mm)	89.0		89.0	89.0
Objetivo de factor de pólvora (kg/t)	0.12		0.15	0.12
Objetivo de pólvora en el agujero (kg)	19.3		19.3	19.3
Carga (m)	3.7		3.3	3.6
Espaciado (m)	3.7		3.3	3.6

Un proveedor de explosivos certificado suministraría los explosivos, agentes de voladura y accesorios de detonación. El propietario emprendería las actividades de voladura y perforación con un ingeniero voladuras, un líder de voladura y un equipo de voladura.

El proveedor de explosivos proporcionaría los camiones de transporte de explosivos y de entrega de mezcla, y equipo humano de los camiones para cargar los agujeros con explosivos. El propietario proporcionará las instalaciones de almacenar los explosivos, piedra triturada para contener la explosión; combustible diesel para usar en el equipo para explosivos del proveedor

ubicado en el sitio, y energía eléctrica, agua y servicios sanitarios en el edificio ubicado en el sitio para el proveedor de explosivos.

Se usaría un sistema convencional de inicio de explosión. Una línea de tipo no eléctrico se utilizaría en cada orificio de explosión con un detonador y un elevador de voltaje (booster). Se espera que un agente de voladura con 70% de emulsión-30% ANFO se utilice debido a las condiciones de humedad que se esperan en la mina, especialmente durante la temporada de lluvias.

16.7.3 Carga y acarreo

Los materiales de mineral y residuos extraídos serían excavados utilizando retroexcavadoras diesel (6.5 m3) con el apoyo de un cargador frontal (7 m3). Los materiales serán acarreados a los destinos apropiados (es decir, a la trituradora de mineral o al vertedero de residuos), utilizando una flota mixta de camiones de transporte de bastidor rígido de 50 toneladas y camiones articulados de 40 toneladas. Los camiones de bastidor rígido proporcionan una mejor productividad y menor costo unitario, sin embargo los camiones articulados pueden funcionar mejor en terrenos blandos por la humedad y reiniciar la producción más rápido después de las tormentas de lluvia. Se asume que el 80% del tonelaje de material en general sería acarreado por los camiones de chasis rígido con un 20% del tonelaje asignado a los camiones articulados.

La Tabla 16.9 resume las distancias de acarreo desde los tajos a la trituradora y al vertedero. En el tajo Quema, todo el material se acarrea a la estación alimentadora grizzly del transportador en el borde del tajo, por tanto, las distancias de acarreo son cortas.

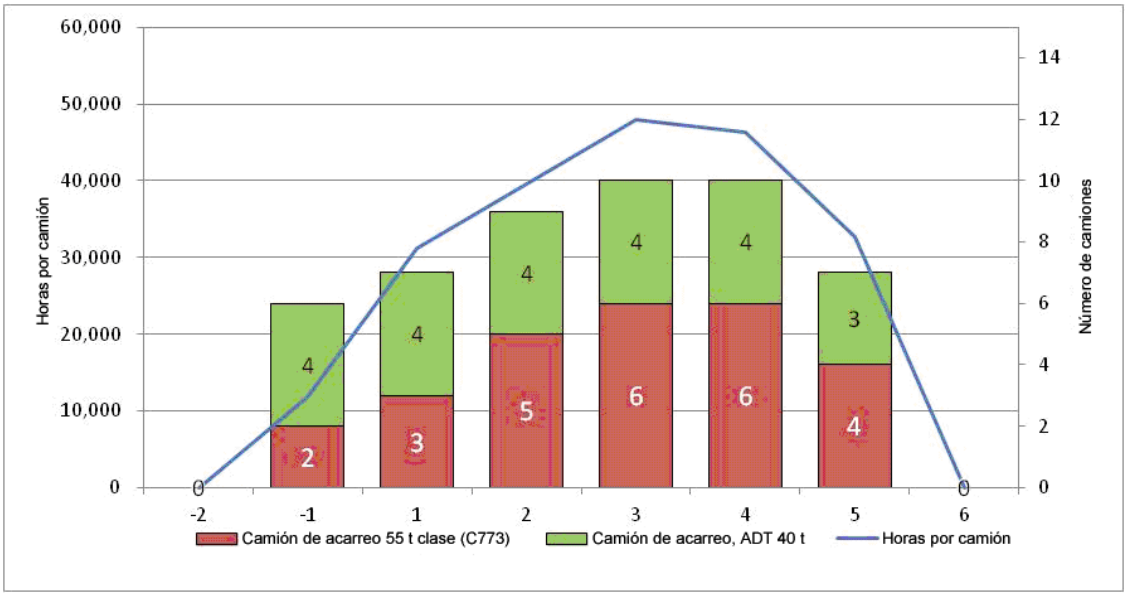
Tabla 16-9 Distancias de acarreo del camión

	Distancia de acarreo (metros)	
	A la trituradora primaria o al grizzly de Quema	**Al vertedero de residuos de Chontal**
Tajo La Pava	800 m	1,400 m
Tajo Quema	Al borde del tajo	n/a

La flota de equipos requeridos por año se muestra en la Tabla 16.10. Inicialmente, se comprarían una excavadora y un cargador frontal junto con un total de seis camiones (cuatro articulados y dos de chasis rígido) para estar listos para el Año-1 (véase la Figura 16.6). Cuando la tasa de producción vaya en una rampa ascendente y el tajo La Pava se profundice con distancias de transporte más largas, entonces se requerirán camiones adicionales (véase la Figura 16.6). La flota de cuatro camiones articulados se complementará con camiones de bastidor rígido adicionales ya que las condiciones de trabajo en el tajo mejorarán con la profundidad. La flota de camiones alcanzará un punto máximo de diez unidades.

No se ocuparán reemplazos de equipos mineros importantes durante el corto plazo de cinco años de vida de la mina.

Figura 16-6 Requisitos de camiones por año



16.7.4 Equipo de apoyo

La flota principal de equipos de minería se complementará con una flota de equipos de apoyo, como bulldozers, motoniveladoras, camiones de agua, y vehículos de servicio. La Tabla 16.10 también resume la flota de equipos de apoyo necesarios cada año.

Tabla 16-10 Flota de equipo del propietario de la mina

	-1	1	2	3	4	5
Perforador, 100 mm, Oruga, Cabezal	1	2	2	2	2	2
Camión de mat. retenedor, 15 t	1	1	1	1	1	1
Transporte para detonadores	1	1	1	1	1	1
Pala hidráulica, 6.5 mt. cu.	1	1	1	1	1	1
Cargador de ruedas 7 mt. cu.	1	1	1	1	1	1
Camión de acarreo, ADT 40 ton.	4	4	4	4	4	3
Camión de acarreo 55 ton. clase (Cat 773)	2	3	5	6	6	4
Personal para camioneta/ autobús	1	1	1	1	1	1
Plataforma plana con grúa Hiab (de servicios en el sitio)	-	-	-	-	-	-
Bulldozer D8	2	2	2	2	2	2
Camión soldador	1	1	1	1	1	1
Excavador, 2 mt. cu. (Cat 336E)	1	1	1	1	1	1
Camión de combustible	1	1	1	1	1	1
Niveladora (clase-Cat14H) hoja de 14'	1	1	1	1	1	1
Planta de luz	4	4	4	4	4	4
Camión de lubricante	1	1	1	1	1	1
Camión mecánico	1	1	1	1	1	1
Camioneta pick up	6	6	6	6	6	6
Bombas de agua del tajo	2	2	2	2	2	2
Cargador de ruedas 4 mt. cu. (C966)	1	1	1	1	1	1
Camión cisterna (40 ton 9000 galones)	1	1	1	1	1	1
Grúa, Grove 40T (de servicios en el sitio)	-	-	-	-	-	-

16.7.5 Requisitos de mano de obra del propietario

Los requisitos de personal y costos incluyen salario base/ salarios, carga y transportación. Los costos laborales de operación de la mina se basan en turnos de 10 horas 7 días a la semana. La mano de obra minera, incluido el personal administrativo y de apoyo técnico, se resumen en la Tabla 16.11.

Tabla 16-11 Mano de obra en la mina del propietario

Mano de obra	-1	1	2	3	4	5
Perforador	2	5	6	6	6	5
Ayudante del perforador	2	5	6	6	6	5
Capataz de voladura	1	1	1	1	1	1
Operador de voladura (Blaster)	2	2	2	2	2	2
Obrero	2	2	2	2	2	2
Conductores de camión	11	33	45	57	55	39
Operador de pala	4	4	4	5	5	4
Operador de cargador	1	3	4	4	5	3
Mecánico HD	5	16	19	22	22	17
Servicios de tajo (desagüe)	1	1	1	1	1	1
Operador de niveladora	4	4	4	4	4	4
Operador de bulldozer	8	8	8	8	8	8
Operador de camión cisterna	4	4	4	4	4	4
Operador de utilería	4	4	4	4	4	4
Superintendente de mina	1	1	1	1	1	1
Capataz de mina general	1	1	1	1	1	1
Capataz de mina	4	4	4	4	4	4
Empleado de mina	1	1	1	1	1	1
Capataz de mantenimiento gral.	1	1	1	1	1	1
Capataz de mantenimiento	4	4	4	4	4	4
Planificador	1	1	1	1	1	1
Soldador	4	4	4	4	4	4
Mecánico de gas	2	2	2	2	2	2
Llantero	1	1	1	1	1	1
Persona de refacciones	2	2	2	2	2	2
Obrero	8	8	8	8	8	8
Capacitador sobre el equipo	1	1	1	1	1	1
Ingeniero jefe de mina	1	1	1	1	1	1
Ingeniero senior de mina	1	1	1	1	1	1
Ingeniero de mina	1	1	1	1	1	1
Geólogo	1	1	1	1	1	1
Topógrafo	1	1	1	1	1	1
Técnico en topografía	1	1	1	1	1	1
Técnico en minas	1	1	1	1	1	1
Técnico de control de mineral	1	1	1	1	1	1
Total	**89**	**130**	**149**	**165**	**163**	**138**

16.7.6 Talleres de mantenimiento e infraestructura del tajo

La mina Cerro Quema requerirá oficinas de mina, instalaciones de cambio de casa, áreas de estacionamiento para empleados, instalaciones de mantenimiento, almacenamiento y áreas de almacenamiento en frío.

Al contratista de explosivos se le asignará un espacio de almacenamiento en el sitio del proyecto y estas instalaciones se detallan en la Sección 18: Infraestructura.

La oficina de la mina y las instalaciones secas de la mina se proporcionarán a la gerencia de mina, ingeniería, geología, y a los servicios de mantenimiento de las minas. Estos se ubicarán cerca del taller de camiones.

Un taller de mantenimiento que proporcionará servicios de apoyo al tajo se ubicará al noreste de la trituradora primaria. La instalación de mantenimiento de mina consistirá en un taller de cuatro bahías que incluirá un centro de lavado de camiones independiente, equipo de soldadura y una bahía dedicada al mantenimiento preventivo. La instalación de mantenimiento tendrá un adjunto interior para almacenamiento de piezas y un depósito de herramientas.

Una estación de combustible y lubricante se ubicarán convenientemente cerca de las instalaciones de mantenimiento y el camino de acarreo principal para tener acceso al equipo. Un camión cargado con combustible y un sistema de lubricación estará disponible para dar servicio a menos equipo móvil en los tajos.

Los edificios de mantenimiento y de oficinas serán de una construcción permanente y construidos según las regulaciones y códigos locales de construcción.

16.8 Opción de mina operada por un contratista

La información para la opción de la mina operada por un contratista se solicitó a una empresa contratista minera internacional con experiencia en el país y en condiciones de funcionamiento similares. Al contratista se le proporcionó diseños de las minas y el programa de producción con el fin de formular una estimación de costos de minería. Sus requerimientos de equipo se basan en los tipos de equipo que normalmente utilizan ante condiciones de operación similares y a ritmos de producción similares.

El contratista proporcionó información preliminar sobre su enfoque operativo propuesto sin embargo esto podría cambiar un poco cuando se realice un estudio más detallado cerca de la puesta en marcha del proyecto.

16.8.1 Servicios del contratista

El contratista proporcionará todo el apoyo, administración y necesidades de supervisión de su operación. Ellos instalarían un taller de mantenimiento completo en el sitio con el fin de mantener la disponibilidad de los equipos y garantizar que se cumplan las metas de producción. El contratista instalará un campamento con zona de habitación y oficinas para el personal para garantizar que todo el personal clave esté en el sitio y disponible para el proyecto. El equipo de supervisión del contratista probablemente sería una mezcla de ex-patriotas y personal nacional.

Habría un período de movilización inicial para hacer llegar todos los materiales y el personal al sitio. Posteriormente, el alcance del contrato de responsabilidad incluiría suministrar:

- Equipo de minería
- Personal de minería
- Instalaciones para el campamento
- Instalaciones para el taller de mecánicos

- Instalaciones para lavado del equipo
- Oficinas de campo
- Oficinas administrativas
- Equipo de apoyo/ mantenimiento/ logística

Al contratista se le asignaría la tarea de movimiento de tierras para construcción del sitio y pre-desbroce de la mina. Los movimientos de tierra para construcción del sitio incluirían caminos, plataformas para transportadores, pilas de lixiviación, lagunas de solución. El contratista prevé una flota de equipos tales como las máquinas que figuran a continuación. Después del período inicial de construcción, se considerará una transición a camiones mineros de bastidor rígido para mejorar la eficiencia y reducir los costos.

- 3 x excavadoras CAT 349E
- 1 x excavadora CAT 324
- 1 x bulldozer CAT D8T
- 1 x bulldozer CAT D6T
- 1 x moto niveladora CAT 14H
- 12 x camiones articulados CAT 740B
- 2 x camiones cisterna articulados TEREX TA30 (25,000 l) Nota: el propietario provee las estaciones de llenado.
- 2 x perforadoras para hoyos de voladura (para perforaciones de 4”)

El contratista prevé trabajar 2 turnos de 10 horas diario los siete días de la semana, lo que requiere aproximadamente de 75 personas.

16.8.2 Apoyo del propietario al contratista

Mientras que el contratista minero realizaría todas las actividades mineras, se requerirá al propietario llevar a cabo la gestión de contratos y el diseño técnico de la operación minera. El diseño técnico incluiría tareas como el diseño del tajo, la programación a corto plazo, el diseño de voladura, el control de la ley del mineral y estudios geotécnicos. Por lo tanto habría un equipo de gestión del propietario en el lugar, como se indica en la Tabla 16.12.

Tabla 16-12 Equipo de gestión del propietario

Superintendente de mina	1
Ingeniero jefe de mina	1
Ingeniero senior de mina	1
Geólogo	1
Topógrafo	1
Técnico en topografía	1
Técnico en minas	1
Técnico de control de mineral	1
	8

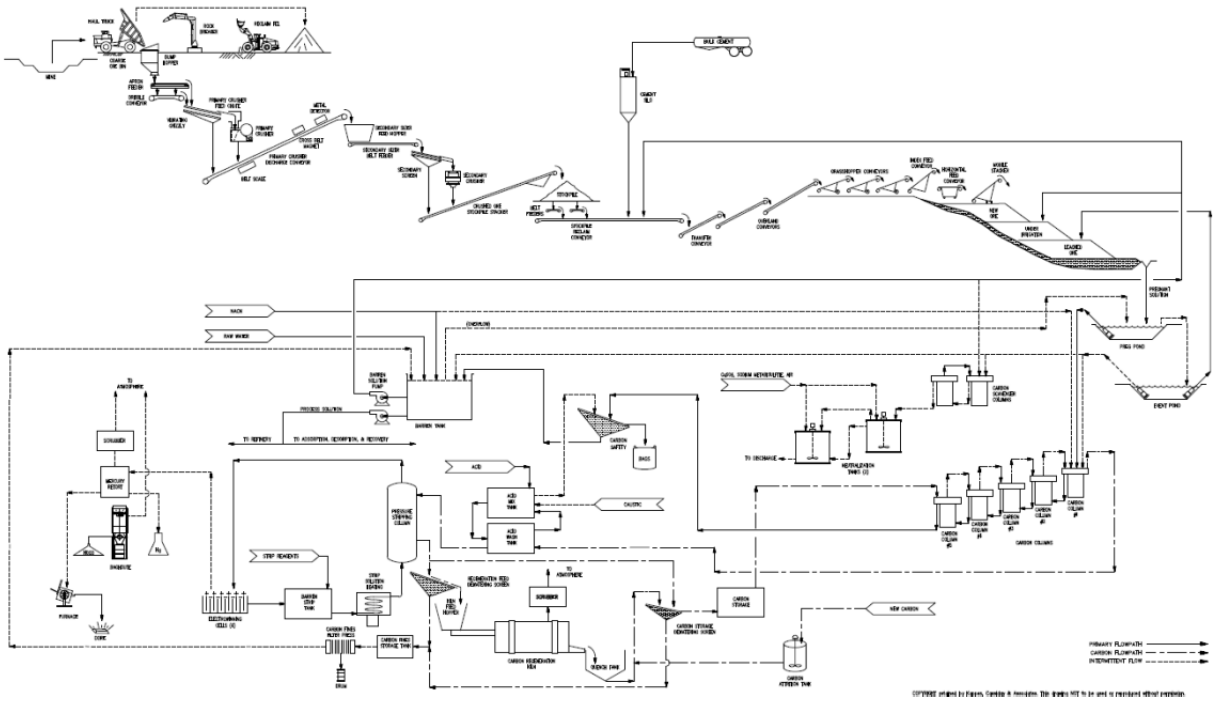
17 Métodos de recuperación

17.1 Resumen de descripción el proceso

El proyecto Cerro Quema será una instalación de lixiviación de 10,000 toneladas diarias. El procesamiento en Cerro Quema será mediante pilas de lixiviación convencionales de mineral triturado apilado en una sola plataforma. El oro se lixiviará del material mineralizado con una solución diluida de cianuro y se recuperará de la solución usando una planta de recuperación de adsorción-desorción de carbono para producir barras de doré.

Un diagrama de flujo simplificado del proyecto se presenta en la figura 17.1.

Figura 17.1 Diagrama de flujo general simplificado del proyecto



Diagramas de flujo más detallados, disposiciones generales y un dibujo de una sola línea se pueden encontrar en el Apéndice XI.

Una lista de los equipos mecánicos se presenta en el Apéndice V-C. La lista de equipos mecánicos detalla y proporciona una breve descripción de los equipos por zona, así como la potencia instalada.

17.2 Criterio de diseño del proceso

Los siguientes son criterios extraídos del criterio de diseño completo.

Tabla 17-1 Criterio de diseño resumido

Programa de producción	360 días/año 7 días/semana
Tasa de producción	3.6 millones ton. de mineral por año 10,000 ton. De mineral por día
Vida de la mina, en años	6
Ley promedio	0.77gpt Au
Fuentes del mineral	La Pava
	Quema/ Quemita
	La Mesita
Ciclo de lixiviación	70 Días
Toneladas en lixiviación	700,000
Caudal de solución aplicada, máximo	700 m^3/hr
Caudal de solución aplicada, nominal	583 m^3/hr
Área de lixiviación activa, máxima	70,000 m^2
Área de lixiviación activa, nominal	58,333 m^2
Tasa de aplicación de solución, máxima	12 L/hr/m^2
Tasa de aplicación de solución, nominal	10 L/hr/m^2
Recuperación de oro, LOM promedio	86%
Recuperación de plata, LOM promedio	12%
Consumo de cal, kg/t (nominal)	1.6
Consumo de cianuro, kg/t (nominal)	0.25

Los criterios de diseño del proceso completo pueden ser consultados en el Apéndice V-A.

17.3 Descripción del proceso

17.3.1 Trituración

El mineral que proviene de la mina será entregado por camiones de acarreo de una de las minas a cielo abierto a la trituradora primaria. En lo posible, el material será volcado directamente por los camiones de acarreo en la tolva de volcado de la trituradora primaria. El mineral también se podrá recuperar de las reservas por un cargador frontal y depositado en la tolva de volcado situada encima del alimentador de placas según sea necesario, y estará disponible para mezclarlo o para acarrearlo en camiones.

Se incluye un alimentador grizzly estacionario sobre la tolva de volcado para evitar que el material de gran tamaño (500 mm) se atasque en el alimentador. Se utiliza un triturador de roca para romper cualquier material que exceda el tamaño permitido. Un alimentador de placas entregará el mineral proveniente de la mina, a razón de 556 t/h secas a un alimentador grizzly

vibratorio con aberturas de 130 mm, el mineral que exceda el tamaño permitido por el alimentador grizzly será triturado por la trituradora de quijadas primaria.

La trituradora primaria de quijadas triturará el mineral más grande que fue rechazado por el alimentador grizzly hasta que el 100% pase por las aberturas de 130 mm. El producto de la trituradora de quijadas se combinará con el mineral de menor tamaño que pasó por el alimentador grizzly y se descargarán en el transportador de descarga de la trituradora primaria que alimenta a la tolva de alimentación de la criba secundaria. La tolva de alimentación de la criba secundaria ofrece 15 minutos de capacidad de almacenamiento para la trituradora secundaria.

El alimentador de banda de mineral cribado secundario alimentará roca triturada primaria a una criba secundaria. La criba secundaria cribará material de hasta 70 mm. El material más grande será triturado por la trituradora de cono secundaria de mineral. El producto de la trituradora de cono y el material cribado de menor tamaño se descargarán al apilador de la reserva de mineral triturado que alimenta material triturado secundario a la reserva de mineral triturado.

17.3.2 Pila de mineral triturado y reclamación

La pila de mineral triturado es llenada por el apilador de mineral triturado. La reserva será cónica y contendrá aproximadamente 5,300 toneladas de alimentación viva y un total de 26,000 toneladas de material triturado. La pila se construirá sobre un túnel subterráneo que contiene dos alimentadores de banda de recuperación y el transportador del túnel de reclamación. Cada alimentador de banda será capaz de recuperar y alimentar material triturado al transportador de banda del túnel de recuperación a un flujo de diseño de 556 toneladas secas por hora.

Se añadirán guijarros de cal al transportador del túnel de recuperación desde un silo de 100 toneladas mediante un alimentador de tornillo a una tasa nominal de 1.6 kg/t de material. El material triturado y la cal serán transportados por dos transportadores de banda sobre terreno hasta el apilamiento en el patio de lixiviación.

Un alimentador de emergencia estará disponible para agregar cemento al mineral triturado desde súper sacos de 1.5 toneladas. El alimentador permitirá a los operadores agregar cemento y cal si se alimenta material que contenga arcilla a la planta trituradora.

17.4 Trituración y aglomeración (años 5 y 6)

El apilamiento de material arcilloso se realizará en el año 6.

Se supone que la trituradora primaria por sí sola será adecuada para este material. La trituradora secundaria se pasará por alto, posiblemente mediante su eliminación, sustitución o modificación de los paneles de la criba secundaria.

Un tambor de aglomeración de 3.6 m x 10 m de largo está previsto para los años cinco y seis para el proyecto Cerro Quema. El aglomerador será necesario para procesar las grandes cantidades de arcilla que se programaron reservar y manejar en campaña al final del proyecto.

Se añadirá solución estéril en el tambor de aglomeración para ajustar el contenido de humedad del material triturado entre 7 y 13%. El movimiento de rotación en el tambor de aglomeración, combinado con cemento unirá la arcilla y los finos a la roca formando un producto estable. Entonces el producto del tambor de aglomeración puede ser lixiviado sin soltar finos que podrían migrar a través del patio y formar una zona impermeable. Las zonas impermeables en una pila de lixiviación pueden causar que la solución de lixiviación forme un canal, sin pasar por el material y dejándolo sin lixiviar.

El tambor de aglomeración descargará sobre el transportador de transferencia, que a su vez descargará al transportador de banda 1 y al transportador banda 2.

El tambor de aglomeración y todos los transportadores corrientes abajo se ubicarán en áreas alineadas con fines de contención. El revestimiento evitará la liberación de la solución que contiene cianuro hacia el medio ambiente.

17.5 Apilado

Los montones se construirán utilizando un sistema transportador de apilado. El sistema transportador de apilado incluye los siguientes componentes:

- Transportadores de transferencia portátiles de “rampa”, cada uno de aproximadamente 35 m de largo para transportar material triturado por rampas ascendentes.
- Transportadores de transferencia portátiles tipo “saltamontes”, cada uno de aproximadamente 35 m de longitud para transportar material triturado por áreas relativamente planas.
- Un “transportador de alimentación de índice” horizontal de 35 m de largo que transfiera el material triturado de los transportadores tipo saltamontes a un “transportador de alimentación horizontal”.
- Un “transportador horizontal de índice” de 35 m de largo que transfiera el material triturado al apilador radial.
- Un “transportador de apilado radial” de 33.5 m de largo con ajuste motorizado de altura, giro y apilado hasta una altura de 8 m.

Los transportadores tipo saltamontes y de rampa transportarán el material triturado del transportador de banda 2, sobre y a través de la plataforma hacia los transportadores de apilado. Los transportadores de apilado permiten al apilador radial colocar el material triturado en montones de 8 m con poco tiempo muerto. El apilador radial y el transportador de alimentación horizontal juntos son capaces de moverse mientras giran y apilan mineral en un arco. El apilador radial puede retraerse aproximadamente la longitud de un transportador tipo saltamontes.

Mientras el apilador continúa moviéndose, el sistema se detendrá periódicamente para añadir o quitar transportadores tipo saltamontes. Esto permitirá que la plataforma se apile desde el extremo pendiente abajo en una dirección pendiente arriba.

17.6 Aplicación de solución y lixiviación

La solución estéril llegará al tanque estéril desde las columnas de adsorción. La solución de cianuro de alta consistencia y un anti-incrustante se añadirán al tanque estéril mediante bombas dosificadoras. La solución estéril se bombeará a la pila de lixiviación utilizando una bomba centrífuga horizontal de carcasa dividida. Los coladores se instalarán en el cabezal de solución estéril para minimizar el taponamiento de los aspersores de partículas finas.

El mineral se lixiviará usando una solución diluida de cianuro de sodio aplicada por un sistema de aspersores. Las soluciones de lixiviación se aplicarán a la pila de mineral triturado en una tasa de aplicación nominal de 10 L/h/m2.

Aspersores de tipo Wobbler (aspersores oscilantes) se utilizarán la mayor parte del año para aplicar la solución de lixiviación para fomentar la evaporación y ayudar al sistema de pilas a mantener el balance de agua. Durante períodos de sequía, la operación puede cambiar al uso de emisores de goteo para minimizar la evaporación si es necesario.

La solución de lixiviación de cianuro diluido se filtrará a través del material, disolviendo el oro, y drenará por gravedad a un estanque de solución rica que almacenará la solución antes de su procesamiento posterior.

Una bomba sumergible en el estanque de solucion rica bombeará solución al tanque principal de las columnas de carbón. La solución fluirá por gravedad, a través del carbón en las columnas, y de vuelta al tanque estéril.

17.7 Diseño de la pila de lixiviación

Se realizó un estudio de equilibrio para evaluar varias ubicaciones alternativas para instalaciones para pilas de lixiviación en el proyecto Cerro Quema. Al finalizar este estudio de equilibrio, se seleccionó el sitio ubicado dentro de la Quebrada Maricela para las instalaciones para pilas de lixiviación. Este estudio de equilibrio se presenta en el Apéndice V-D.

Tal como se presenta en el Apéndice V-E, las instalaciones para pilas de lixiviación (Maricela HLF, HLF), ubicadas en la Quebrada Maricela, serán de elevaciones múltiples, con pilas de lixiviación de un solo uso diseñadas para dar alojar aproximadamente 20 millones de toneladas de mineral triturado. El HLF se diseñó con un sistema de revestimiento de acuerdo con los requisitos del Código Internacional del Cianuro y cumple o excede los estándares y prácticas de Norteamérica América para sistemas de revestimientos, sistemas de tuberías y estanques de proceso, que están destinados a disminuir el riesgo ambiental de impactar los suelos locales, a las aguas superficiales, y aguas subterráneas dentro y en los alrededores del sitio.

El HLF de 48.5 hectáreas se dimensionó utilizando mineral apilado de densidad promedio de 1.5 toneladas por metro cúbico y una altura máxima de pila de 75 metros. El mineral será apilado con un transportador a una tasa de 10,000 toneladas por día (tpd). El mineral será triturado, luego colocado en la pila de lixiviación usando transportadores portátiles que alimenten a un transportador apilador. El mineral se apilará en elevaciones de aproximadamente 8 metros, y los bancos dispuestos entre elevaciones crearán una pendiente de mineral global promedio de 2.5H:

1V (horizontal a vertical), que proporciona estabilidad operacional y posterior al cierre de la pila, y minimiza la nivelación durante la recuperación.

La HLF se revestirá de forma continua con un sistema de revestimiento de material compuesto que consiste en una sub-base preparada, una capa de cama de tierra de baja permeabilidad de 300 mm de espesor, y un revestimiento de geomembrana de 2 mm de polietileno de alta densidad (HDPE).

Los estanques impregnados y eventuales utilizan un sistema de revestimiento compuesto similar al de la HLF con una geomembrana HDPE adicional secundaria de 1.5 mm y capas geonet sobre la capa de la cama de arcilla. Estas capas adicionales proporcionan un sistema de sintético de doble contención y de detección de fugas.

El HLF se construirá en dos fases que proporcionan una superficie total revestida de pila de lixiviación de aproximadamente 310,000 metros cuadrados. La Fase 1 consiste en la construcción de la parte sur de la pila de lixiviación, el perímetro del camino de acceso, el sistema de drenaje, el sistema de revestimiento de geomembrana de la pila, el sistema de recolección de solución, las instalaciones permanentes y temporales de desvío de aguas pluviales, y los estanques de proceso revestidos con geomembrana. La Fase 2 consistirá en la construcción de la parte norte de la pila de lixiviación, el sistema de drenaje, el sistema de revestimiento de la pila con geomembrana, y el sistema de recolección de solución.

La topografía natural dentro de la pila de lixiviación varía desde aproximadamente 8 por ciento a 80 por ciento de inclinación. Se requiere una nivelación local sustancial para lograr la constructibilidad y la estabilidad geotécnica. Se requiere un dique o pie de relleno en el extremo cuesta abajo (punta sur) de la pila de lixiviación para cumplir con los factores geotécnicos mínimos de seguridad. El pie de relleno se diseñó con una pendiente máxima del 2 por ciento hacia la punta sur para promover el drenaje del sistema recolector de solución sobre el revestimiento de geomembrana. La pila de lixiviación se diseñó para tener una pendiente interna máxima de no más de 2H:1V para obtener constructibilidad y laderas orientadas hacia la punta sur adyacente a la punta de relleno deben tener una pendiente máxima de 3H:1V para lograr con la estabilidad geotécnica. El agua de lluvia se transportará alrededor del HLF y de los estanques de proceso en pedraplén y/o en canales de desviación revestidos de hormigón. Estructuras de control de sedimentos se construirán en drenajes aguas abajo de las instalaciones para controlar los sedimentos.

17.8 Balance del agua de proceso

Se desarrolló una evaluación a nivel de pre-factibilidad de la gestión del agua para el HLF Maricela y se presenta en el Apéndice V-E. Esta evaluación incluyó el desarrollo de un balance hídrico determinista que da cuenta de las entradas, como la lluvia y solución de lixiviadora, y de las salidas como la evaporación y la pérdida de consumo debido a la humectación del mineral.

Para estimar los requisitos de entrada y salida de agua, se consideraron los siguientes criterios:

- Lixiviación por fases del área de plantilla de lixiviación
- Tasa de flujo y área de aplicación de solución

- Capacidad del HLF
- Condiciones climáticas para el promedio, 1 en 100 años secos, y 1 en 100 años húmedos
- Tasas de evaporación mejoradas
- Tasas de plantas de tratamiento de agua
- Volumen de agua de reposición: La solución se aplicará con aspersor de tipo oscilante o con emisores de riego por goteo
- Capacidad de mineral del HLF de 20 millones de toneladas
- Promedio de humedad contenida y retención específica de humedad del mineral extraído
- La tasa nominal de aplicación de solución es de 10 l/h/m²
- El caudal máximo de solución es de 700 m^3/hr
- Evaporación mejorada mediante evaporador flotante en el estanque para eventos
- Tratamiento del agua de exceso en años más húmedos que los años promedio
- El tanque estéril tiene capacidad de almacenar fluidos

Las representaciones gráficas del balance hídrico se muestran en el Anexo V-B.

17.9 Almacenaje de la solución

La instalación de pilas de lixiviación utiliza un estanque de solución rica y un estanque de emergencia. Los estanques de proceso se diseñaron para evitar la descarga de agua de exceso durante una precipitación media anual como se detalla en la Sección 17.10.1. Una descripción detallada de los estanques de proceso del HLF Maricela se presenta en el Apéndice V-E.

Se incorporó una planta de tratamiento de agua de 300 m³/hr en el sistema de fluido de proceso para eliminar el exceso de agua de proceso si se presenta una tormenta grande o condiciones climáticas más húmedas que las del promedio anual. Los estanques de proceso HLF incluyen disposiciones para alojar el volumen mínimo de necesidades de almacenamiento de las siguientes condiciones irregulares combinadas, por debajo de 0.5 metros del francobordo en ambos estanques:

17.9.1 Estanque solución rica:

- 24 horas de drenado de la pila de lixiviación debido a condiciones anormales tales como una pérdida de potencia
- Un volumen de operación de 24 horas para mantener la producción de la Planta ADR a 700 m³/hr durante un evento de entrada baja
- 110% del volumen total del tanque de solución estéril

17.9.2 Estanque de emergencia:

- Acumulación máxima de fluido en el estanque de emergencia durante una temporada de lluvias anual promedio para eliminar la descarga de agua tratada en el drenaje natural

17.9.3 Piletas de solución rica y emergencia combinadas a canal de derrame de emergencia en pileta de emergencia:

- La tormenta de los 25 años, con tormenta de 24 horas de 148 mm que cae en el patio y piletas recubiertos con geomembrana.

La siguiente tabla presenta el volumen aproximado de la pileta de solución rica con base al criterio de almacenaje antes mencionado:

Tabla 17-2 Volúmenes de almacenamiento totales requeridos

Criterio	Volumen requerido de almacenaje (m^3)	
	Estanque impregnado	Estanque para eventos
24-hr de volumen de operación	16,800	0
24-hr de volumen de drenado	16,800	16,800
110% de volumen estéril	600	0
25-años, 24-hr de volumen de tormenta	49,600	
Acumulación de volumen de fluido promedio anual	0	239,400
Almacenamiento individual por estanque	34,200	239,400
Almacenamiento total combinado	323,200	

17.10 Manejo de la solución

Se emplearán varios métodos de manejo de la solución para el HLF Maricela para mantener un almacenamiento solución adecuado dentro de los estanques de proceso para reducir o eliminar la necesidad de agua de reposición de temporada y el tratamiento de agua. Los siguientes elementos de diseño se incorporaron al diseño:

- Un gran estanque para eventos para almacenar solución durante la estación seca
- Emisores de tipo oscilante y emisores de riego por goteo en la pila
- Evaporadores flotantes de emisor de rocío en el estanque de eventos
- Sistema de tratamiento de aguas Aire/SO_2 para destruir el cianuro en el agua de exceso durante años húmedos

Una descripción detallada del manejo de solución del HLF Maricela se muestra en el Apéndice V-E.

17.10.1 Año promedio

El HLF se diseñó para ser una instalación de cero descargas durante las condiciones climáticas promedio anuales. Con base en los volúmenes de almacenamiento del estanque presentados en la sección anterior, durante condiciones climáticas promedio anuales, no se necesitará más agua de reposición. Se emplean técnicas de evaporación mejoradas durante la condición climática

promedio anual de la temporada húmeda para evaporar el exceso de fluido del estanque almacenado en los estanques de proceso para evitar no requerir el tratamiento de agua.

Al final de la estación seca (de enero a abril) el estanque para eventos estará vacío y acumulará el exceso de solución de la pila de lixiviación por lluvia durante la temporada de lluvias (de mayo a diciembre). Un volumen máximo de 239,400 m³ de agua se almacenará en el estanque para eventos al final de temporada de lluvias. El agua almacenada se utilizará en la corriente del proceso durante la estación seca. No se requerirá el tratamiento de agua durante la condición climática promedio anual.

Se emplearán técnicas de evaporación mejoradas durante la estación húmeda para reducir el exceso de agua en el estanque para eventos. La colocación de evaporadores flotantes de emisor de rocío dentro del estanque para eventos e irrigación de tipo oscilante en la pila de lixiviación aumentará la evaporación durante la estación seca. Durante la operación de la Fase 1, la evaporación mejorada será constante durante todo el año en alrededor de 22 m³/h. Durante la Fase 2, la evaporación mejorada variará a lo largo del año en rangos hasta una tasa de evaporación máxima de 25 m³/h durante la estación húmeda.

17.10.2 Año húmedo

Durante las condiciones climáticas más húmedas que el promedio, se puede emplear el tratamiento del agua para tratar y descargar el exceso de agua a medida que sea necesario para mantener los volúmenes de almacenamiento de diseño. Sólo se requerirán el tratamiento y descarga de agua en condiciones climáticas más húmedas que el promedio anual. Durante la condición climática húmeda de 1 en 100 años, incluso con evaporación mejorada, se requerirá tratamiento de agua todos los meses del año. Los caudales aproximados de tratamiento de agua oscilan entre cero en marzo y abril hasta 65 m³/hr en noviembre, con un promedio aproximado de 32 m³/h.

Durante las operaciones, se requerirá un seguimiento temprano y frecuente del volumen de almacenamiento del estanque para determinar cuando se requiere el tratamiento de agua. El exceso de agua en el estanque para eventos reduce la capacidad de almacenamiento del sistema durante grandes tormentas. Además de tratamiento de agua, se emplearán técnicas de evaporación mejoradas durante el año para reducir aún más el exceso de agua.

17.11 Año seco

La eliminación o reducción de una evaporación mejorada, o la adición de agua de reposición pueden requerirse en condiciones climáticas más secas que las del promedio anual para mantener el almacenamiento de solución en los estanques del proceso para usarse en la corriente del proceso. Durante la operación de la Fase 1, puede requerirse agua de reposición entre diciembre y julio. Durante la operación de la Fase 2, puede requerirse agua de reposición sólo durante la estación seca. La siguiente tabla presenta los caudales aproximados necesarios de agua de reposición para las fases 1 y 2 durante la condición climática del año seco de 1 en 100:

Tabla 17-3 Agua de reposición durante la condición climática del año seco de 1 en 100

Mes	Fase 1 (m^3/hr)	Fase 2 (m^3/hr)
Enero	34.1	0
Febrero	36.0	0
Marzo	38.5	0
Abril	30.1	2.2
Mayo	0.2	0
Junio	0	0
Julio	0	0
Agosto	0	0
Septiembre	0	0
Octubre	0	0
Noviembre	0	0
Diciembre	0	0

Para reducir aún más las pérdidas por evaporación en la pila durante los años más secos que el promedio, los emisores de goteo sustituirán a los emisores aspersores oscilantes en la pila.

17.12 Destrucción del cianuro

El exceso de agua se puede retirar del proceso mediante la destrucción del contenido de cianuro. Luego la solución desintoxicada se descargará en la Quebrada Maricela. The proceso elegido para destruir el cianuro es por Aire/SO_2.

El exceso de agua se bombeará desde el estanque de excesos al área de destrucción de cianuro usando una bomba sumergible. La solución fluirá a través de dos columnas eliminadoras de carbón en serie para recuperar los valores de oro, y luego descargar en el primero de dos tanques de desintoxicación también dispuestos en serie. Los tanques de desintoxicación agitada, son tanques con aire burbujeante de 150 m^3 dimensionados para 60 minutos combinados de estancia.

Los tanques de desintoxicación se dosifican con sulfato de cobre, cal hidratada y metabisulfito de sodio.

El cianuro se destruye de acuerdo con la siguiente reacción química:

$$CN^- + SO_2 + O_2 + H_2O = CNO^- + H_2SO_4$$

El sulfato de cobre se añade al proceso para proporcionar cobre cúprico que actúa como un catalizador. La cal hidratada se añade cuando sea necesario para consumir el ácido producido durante el proceso.

Cabe señalar que los excesos de solución generalmente contienen mucho menos cianuro que las soluciones del proceso, ya que por lo general sólo están ligeramente contaminadas con aguas pluviales, que por lo general permanecen inactivas durante largos períodos de tiempo sometidas a la luz solar y a la resultante degradación ultra-violeta natural del cianuro, particularmente en las capas superiores del estanque. A menudo, la etapa de destrucción del cianuro en este caso

constituye más un paso de “pulido” que una desintoxicación en toda regla de las soluciones del proceso.

El agua desintoxicada se desbordará al segundo tanque de desintoxicación y se drenará por gravedad hasta la Quebrada Maricela.

17.13 Adsorción, Desorción y Recuperación (ADR)

17.13.1 Adsorción

La instalación de adsorción en Cerro Quema consistirá de un tren de cinco columnas-abiertas llenas de carbón (CICs) [open-topcarbon columns], de flujo ascendente. Las columnas son capaces de contener 5 toneladas de carbón cada una proporcionando un inventario de proceso CIC de 25 toneladas de carbón.

Se bombeará solución impregnada al tanque de cabecera alimentador de adsorción de los CICs a un caudal nominal de 605 m^3/h. Un medidor de flujo magnético y un muestreador de alambre se instalarán el alimentador a los CICs para poder calcular el total de onzas de alimentadas a las columnas de carbón.

La solución impregnada fluirá por gravedad a través del conjunto de cinco columnas, y saldrá de la última columna de adsorción como solución estéril. La solución estéril de la última columna de carbón será muestreada de forma continua por un muestreador de alambre para su contabilidad metalúrgica y luego se descargará a la criba de seguridad de carbón para recuperar cualquier partícula de carbón flotante.

Lo que pasa la criba de seguridad fluirá por gravedad al tanque de solución estéril. Cualquier carbón recuperado en la criba de seguridad será recolectado en un súper-saco de carbón para reutilizarlo.

Las columnas de adsorción funcionarán de esta manera hasta que el carbón contenido en la columna clave logre la carga de metal precioso deseado o hasta que la ley de solución estéril aumente a un nivel inaceptablemente alto. El carbón cargado de la primera columna de adsorción se bombeará al recipiente de lavado de ácido. El carbón en cada columna de adsorción inferior se trasladará secuencialmente al el tren de adsorción, a contra corriente del el flujo de la solución. Esto continuará desde la columna de carbón 2 a la columna de carbón 5. Una vez que se avanzó el carbón por las columnas de carbón, el carbón estéril, y regenerado se bombeará a la columna 5.

17.13.2 Desorción

La descripción de las instalaciones en Cerro Quema incluirá tanto un lavado de ácido y un circuito de separación presurizado. Cada circuito será capaz de procesar un lote de 2.5 toneladas de carbón.

El carbón cargado se avanzará a un recipiente de lavado con ácido. El recipiente de lavado con ácido está revestido de caucho, es un recipiente de acero al carbono diseñado para contener 2.5

toneladas de carbón. El recipiente es un contactor que permite tratar el carbón con ácido diluido para eliminar incrustaciones de carbonato de calcio.

Una solución de ácido clorhídrico diluido se prepara en el tanque de mezcla de ácido y se hace circular por el recipiente de lavado con ácido usando una bomba de circulación. La solución de ácido diluido se desborda del recipiente de lavado con ácido y vuelve por gravedad al tanque de mezcla de ácido. La circulación continúa durante varias horas mientras que los operadores del proceso vigilan y añaden ácido concentrado según se requiera para mantener el pH de la solución de ácido diluido en 1 o cerca de 1. Cuando ya no se consume el ácido, el carbón se limpia de incrustaciones de carbonato. La solución ácida circulante se neutraliza con sosa cáustica y se bombea a la criba de seguridad de adsorción de carbón para su eliminación como solución estéril de agua de reposición.

El carbón lavado con ácido avanza al recipiente de elución. La separación del oro del carbón cargado se hace circulando una dilución calentada de sosa cáustica y cianuro (a 135 °C a una presión aproximada de 483kPa) hacia arriba a través del lecho de carbón. La solución calentada sale del recipiente de elución como eluyente impregnado. El eluyente impregnado fluye hacia el circuito de recuperación y regresa al tanque de solución estéril. La elución continúa hasta que la ley del eluyente impregnado y el eluyente estéril es aproximadamente el mismo o cuando transcurrió el tiempo de separación permitido.

Luego el recipiente de elución se ventila en la criba de deshidratación de carbón, en la zona de manipulación de carbón. La presión de la solución estéril se usa para empujar el carbón desde el recipiente de elución hacia la criba para deshidratar y el posterior manejo del carbón.

17.13.3 Recuperación

El eluyente impregnado fluye a dos celdas de electroextracción que operan en paralelo. El oro separado se chapea del eluyente impregnado en cátodos de lana de acero suaves. Los cátodos de lana de acero dulce se retiran periódicamente y se tratan en el horno de retorta que elimina toda el agua y la mayor parte del mercurio de los cátodos.

Luego los cátodos replicados se tratan en el horno de fundición inclinable, de combustión a diesel. Los cátodos se mezclan con fundentes, por lo general una combinación de bórax, salitre, carbonato de sodio y arena de sílice, y se funden. El carbonato de sodio y el salitre oxidan impurezas y permiten recogerlas en la fase de escoria y los lingotes se depositan en el fondo del crisol. La escoria y las impurezas se vierten en un molde para escoria y luego el lingote fundido se vierte en una serie de moldes en cascada. Los gases de salida del horno se extraen con un ventilador y se filtran en una cámara de filtros (colector de polvo del horno) para eliminar las partículas y descargas a la atmósfera.

El lingote o doré se enfría y se apaga en un baño de agua. Las barras de doré se limpian de escoria y trozos sueltos de metal, se etiquetan y se pesan. El doré se envía entonces a un refinador fuera del sitio para su posterior procesamiento y venta como oro fino.

La escoria se tritura y se inspecciona para eliminar perlas o cuentas de lingote que se pueden re-fundir o reciclar de inmediato al verterlos. La escoria restante se refundirá para asentar y recuperar cualquier lingote no recuperado. La escoria resultante se triturará y eliminará en la pila.

17.14 Reactivos y mezclado de ADR

17.14.1 Lavado ácido diluido de ácido clorhídrico

El ácido clorhídrico diluido se prepara dosificando el ácido clorhídrico concentrado en agua cruda que está circulando por el recipiente de lavado con ácido y de vuelta al tanque de mezcla de ácido. La adición de ácido se controlará con base a mediciones del pH del agua obtenida ya sea con un medidor o con papel pH.

El ácido clorhídrico concentrado se comprará en bolsas de polietileno de 1 m^3 y se alimentará mediante una pequeña bomba dosificadora.

17.14.2 Lavado ácido cáustico

Solución cáustica, del área del tanque de mezcla/ almacenamiento de reactivo cáustico, se usará para neutralizar el exceso de ácido en el lavado ácido. La sosa cáustica se alimentará mediante una pequeña bomba dosificadora. Igual que con el ácido, la adición de sosa cáustica se controlará en base a mediciones del pH. Se deberá agregar suficiente sosa cáustica para neutralizar el agua circulante antes de su eliminación.

17.14.3 Separación por solución de cianuro

Antes de comenzar una separación, la bomba dosificadora de cianuro se utilizará para añadir cianuro al tanque estéril para ajustar el contenido hasta aproximadamente 0.25 a 0.5 g de solución de NaCN/l. Los operadores tomarán muestras periódicas y valorarán el NaCN libre en la solución utilizando nitrato de plata. Cuando sea necesario, se añadirá cianuro al tanque de separado estéril por lotes para mantener cianuro libre en solución.

17.14.4 Separación por solución cáustica

Antes de comenzar una separación, la bomba de transferencia sosa cáustica se utilizará para añadir sosa cáustica al tanque estéril para ajustar el contenido hasta aproximadamente 10 g de NaOH/l en la solución. Los operadores tomarán muestras periódicas y valorarán el NaOH en la solución estéril usando ácido clorhídrico estandarizado. Cuando sea necesario, se añadirá sosa cáustica al tanque estéril por lotes para mantener el contenido cáustico requerido en solución.

17.14.5 Fundente para fundición

Se utilizará un fundente para fundición estándar, compuesto aproximadamente de los siguientes componentes:

Sílice	25%
Bórax	40%
Salitre	20%

Carbonato de sodio 15%

El fundente se preparará mezclando en una mezcladora de cemento. Luego se añadirá a los cátodos de lana de acero suaves antes de la fundición. El fundente contiene oxidantes que harán que los metales básicos reaccionen para que se puedan disolver en la fase de escoria.

17.15 Manejo del carbón

El carbón separado del recipiente de elución se cribará en la criba de deshidratación de carbón, el carbón deshidratado cae en el tanque de almacenamiento de carbón, el agua de transporte se reporta al tanque de almacenamiento de finos de carbón.

El carbón, según sea necesario, se transfiere desde el tanque de almacenamiento de carbón a la tolva de alimentación del horno para mantener una alimentación constante al horno de regeneración de carbón. El horno es un dispositivo de combustión por diesel que reactiva el carbón, a una temperatura de aproximadamente 750 ºC antes de su reutilización. La reactivación elimina compuestos orgánicos que ensucian el carbón activado, reduciendo la actividad del carbón o su capacidad para adsorber oro. El horno puede tratar aproximadamente 45 kg de carbón activado/hr. Suponiendo una velocidad de avance de carbón nominal de 1.7 toneladas de carbón por día, el horno puede reactivar 64% del carbón separado.

El carbón reactivado del tanque de enfriamiento o el carbón separado del tanque de almacenamiento de carbón avanzan a la columna de carbón 5.

17.16 Reactivos y consumibles del proceso

17.16.1 Guijarros de cal

Se utilizan guijarros de cal para tratar el material triturado antes de la lixiviación. La cal mantiene un pH alcalino durante la lixiviación. La cal será entregada en camiones cisterna. El camión de cal descargará la cal neumáticamente en un silo. Un alimentador de velocidad variable en la base del silo medirá los guijarros de cal en el transportador del túnel de recuperación en proporción al tonelaje.

17.16.2 Cemento

Se comprará cemento seco en súper sacos y se almacenará en el sitio. Si se requiere cemento debido a un error en la mezcla de mineral, se cargará un saco en un alimentador de emergencia. Un alimentador de tornillo de velocidad variable dosificará el cemento seco sobre el transportador del túnel de recuperación en proporción al tonelaje.

17.16.3 Cianuro

Se utilizará cianuro de sodio (NaCN) en la lixiviación, elución y potencialmente en el proceso de adsorción. El cianuro forma complejos estables con el oro y la plata, que les permite permanecer disueltos en solución para su eventual recuperación de la planta ADR.

El cianuro se comprará en forma de briquetas en súper sacos de 1 tonelada. El cianuro se mezclará en un tanque de acero agitado de 6 m^3.The súper saco será izado y bajado en una tolva con un rompedor de bolsa. Las briquetas caerán al tanque y se disolverán a un grado del 25% en peso. Después de mezclarse la solución de cianuro será transferida a un tanque de almacenamiento que puede contener aproximadamente 3 toneladas secas de NaCN. El almacenamiento combinado será aproximadamente 1.6 días de NaCN.

17.16.4 Sosa cáustica

La sosa cáustica (NaOH) se utilizará en el proceso de lavado ácido y de elución. La sosa cáustica es una forma conveniente de añadir alcalinidad para procesar soluciones sin causar grandes cantidades de incrustaciones.

La sosa cáustica se comprará en forma de copos o granos en sacos de 25 kg. La sosa cáustica se mezclará en un tanque de acero agitado de 6 m^3. Los sacos de sosa cáustica se volcarán a mano en el tanque y se disolverán para formar una solución de grado aproximado del 25% en peso. Después de mezclar, la solución cáustica se alimentará directamente desde el tanque de mezcla. El almacenamiento combinado será aproximadamente de 10 días de sosa cáustica.

17.16.5 Metabisulfito de sodio

El metabisulfito de sodio ($Na_2S_2O_5$) se utilizará en el proceso de destrucción de cianuro. El metabisulfito de sodio es una fuente sólida y conveniente de SO_2 para el proceso de destrucción.

El metabisulfito de sodio se puede comprar como un sólido en súper sacos de 1 tonelada. El metabisulfito de sodio se mezclará en un tanque de polietileno agitado de 4.2 m^3. El súper saco será izado y bajado en una tolva con un rompedor de bolsa. El sólido caerá en el tanque y se disolverá a un grado de 20% en peso. Después de mezclada, la solución de metabisulfito de sodio será transferida a un tanque de almacenamiento que puede contener aproximadamente 2 toneladas de metabisulfito de sodio seco. El almacenamiento combinado será aproximadamente de 4.7 días, que son 6 horas de metabisulfito de sodio bajo condiciones de tratamiento de diseño de 300 m^3/h.

17.16.6 Sulfato de cobre

El sulfato de cobre pentahidratado ($CuSO_4 \cdot 5H_2O$) se utilizará en el proceso de destrucción de cianuro. El sulfato de cobre proporciona el catión de cobre cúprico (Cu^{+2}) que cataliza la reacción de destrucción de cianuro.

El sulfato de cobre se puede comprar como un sólido en súper sacos de 1 tonelada y se mezclará en un tanque de polietileno agitado de 3.5 m^3. El súper saco será izado y bajado en una tolva con rompedor de bolsa. El sólido caerá en el tanque y se disolverá a un grado de 25% en peso. Después de mezclada, la solución de sulfato de cobre será transferida a un tanque de almacenamiento que puede contener de aproximadamente 1.5 toneladas de sulfato de cobre seco que es aproximadamente 14 días de sulfato de cobre en condiciones de tratamiento de diseño de 300 m^3/h.

17.16.7 Cal hidratada

La cal hidratada o hidróxido de calcio ($Ca(OH)_2$) se utilizará en el proceso de destrucción de cianuro para consumir el exceso de ácido. Se desconoce si se producirá suficiente ácido que requiera añadir la cal.

La cal hidratada, si se requiere, se comprará como un sólido en sacos reforzados de 1 tonelada. El saco de cal será izado en un sistema de alimentación seca. El alimentador en seco alimentará cal hidratada en un tanque agitado donde se mezclará con agua. La lechada resultante se bombeará a los tanques de desintoxicación. La cal se preparará de forma continua a medida que se utilice.

18 Infraestructura del proyecto

Los dibujos CQ01-000-121-401 hasta el 481 muestran la disposición general de las instalaciones de infraestructura y de apoyo. Los dibujos se incluyen en el Apéndice X.

18.1 Construcción de las instalaciones

Pershimco opera en una oficina cerrada y definida ubicada en Vía Tonosi aproximadamente a 0.5 kilómetros al este del camino de acceso a la propiedad. Incluye las siguientes instalaciones:

- Oficinas de administración y geología
- Helipuerto
- Instalaciones para preparación de muestras y laboratorio
- Registro de la muestra y de área de almacenamiento
- Dormitorios
- Duchas y baño
- Cocina
- Lavandería
- Salón comedor
- Clínica de primeros auxilios y ambulancia

Los contenedores terminados se ubicarán en el sitio cerrado para su uso como casas por parte del personal de la construcción.

Un campamento de construcción temporal será construido en la ubicación de la plataforma existente, a 7 km de la Vía Tonosi a una altura de 425 msnm. Las instalaciones de construcción incluirán:

- Dormitorios
- Duchas y baño
- Cocina
- Lavandería
- Salón comedor

El campamento ofrecerá a los contratistas instalaciones de vida seguras en un lugar conveniente para el lugar de trabajo, y a la vez que les evita interrumpir a residentes locales.

En la misma plataforma se incluirán instalaciones adicionales que apoyan la construcción tales como:

- Construcción de oficinas
- Construcción de almacén
- Área de ubicación para construcciones

La construcción de las oficinas será modular, en contenedores terminados. Las áreas de construcción del almacén y distribución más tarde se convertirán en el área permanente del taller y el almacén de mina y en área de distribución. Estos se construirán temprano en el programa de construcción del sitio para servir a este propósito.

18.2 Instalaciones del sitio

Consulte la disposición general CQ01-000-121-401 para la ubicación relativa de las principales instalaciones del sitio.

18.2.6 Camino de acceso

Un camino existente de acceso al sitio se cruza con la Vía Tonosi aproximadamente a 32 km al sur de Macaracas. El camino de acceso se extiende a norte unos 7 km hasta la ubicación de la plataforma construida por Pershimco entre Quema y La Pava. El camino asciende aproximadamente a 321 m de elevación con una pendiente promedio aproximada del 5%.

El camino de acceso será la ruta de acceso al sitio para contratistas, equipos, y personal de Pershimco durante la construcción así como el acceso de suministros al sitio durante la operación.

El camino actual se ensanchará aproximadamente hasta 9 m para permitir que dos camiones de remolque para carretera pasen entre sí, el camino será re-contorneado para eliminar peraltes de más del 7%, e inclinado a una zanja en un lado del camino para mejorar el drenaje.

18.2.7 Seguridad y cercado

Existe un punto de control de seguridad aproximadamente 1.5 km al norte de la Vía Tonosi. El punto de control de seguridad se reubicará para permitir a seguridad que controle el acceso seguro a los polvorines. Se incluyeron los costos de un pequeño contenedor de oficina, iluminación, vallas y una puerta con bisagras.

Una cerca de alambre de púas de tres cabos será erigida en todas las ubicaciones por donde pueda acceder el ganado hacia las áreas mineras y de proceso.

Una valla tipo ciclón, aproximadamente de 2.4 m de altura, se instalará alrededor de los estanques de proceso. La valla garantizará que ganado de forraje y la caza menor no puedan entrar a los estanques. Señales de advertencia se montarán en la valla para alertar al personal que los estanques de proceso contienen agua con cianuro.

Se instalarán rejillas para ganado en los caminos donde cruzan las vallas para impedir que el ganado entre por los caminos a las áreas de proceso.

18.2.8 Suministro de agua

18.2.8.1 Agua cruda

El agua cruda será suministrada por el pozo número 4-2013 ubicado aproximadamente a 1.1 km al norte, al noreste de la plataforma existente y a una altura de 190 msnm. Se probó que el pozo tuviera una capacidad de equilibrio de 27.5 m^3/h. El pozo será equipado con una bomba capaz de producir aproximadamente a 200 m del cabezal hidráulico.

El agua cruda se almacenará en un tanque de 762 m^3 situado a unos 600 m al sur-sureste de la plataforma existente cerca del camino de acceso a La Pava, a una altura de 480 msnm. El depósito será dividido por tubería interna en una reserva de agua contra incendios de 549 m^3 y 213 m^3 para las necesidades de la minería y del proceso.

18.2.8.2 Agua potable

EL agua potable embotellada será suministrada por Pershimco. El suministro de agua sugerido es de 3 litros por día por persona en los trópicos con base a la información publicada por la Organización Mundial de la Salud. El requerimiento diario promedio de agua potable se estima en 300 litros por día.

18.2.8.3 Agua para incendios

Un sistema de agua contra incendios por gravedad será proporcionado para el Cerro Quema. El sistema proporcionará agua contra incendios a las instalaciones de la plataforma, incluyendo el taller de la mina y la trituradora, la reserva de mineral triturado, la zona ADR y el edificio administrativo.

El agua para incendios será suministrada desde el tanque de agua cruda. Las tuberías de distribución se dimensionarán para entregar 366 m^3/h de agua contra incendios. El tanque tendrá 549 m^3 de agua reservada para la lucha contra incendios, este volumen equivale a 90 minutos de suministro de agua.

18.2.9 Suministro de energía eléctrica

La energía eléctrica será suministrada por la red por la Distribuidora Eléctrica de Metro-Oeste (Edemet) en la subestación de Las Tablas, una comunidad a 31 km al sureste de Chitre a lo largo de la Carretera Nacional.

La potencia eléctrica será entregada al sitio mediante una línea de alta tensión de 34.5 kV tendida desde Las Tablas hasta Cerro Quema. Por tanto, esta línea de alta tensión será financiada por el Proyecto Cerro Quema pero será comprada por Edemet durante cinco años mediante créditos de energía eléctrica.

La energía eléctrica se distribuye en el sitio a 34.5 kV y se baja su voltaje en centros de transformación en las áreas de proceso.

La energía eléctrica de emergencia se generará en el sitio por un solo generador de 680kW accionado por diesel y situado en la plataforma existente a una altura de 423 msnm.

El generador producirá potencia eléctrica de 480 V que se elevará a 34.5 kV para su distribución en el sitio mediante el sistema de abastecimiento previsto. Los operadores tendrán que ser prudentes en la gestión de sistemas de emergencia sólo designados, para evitar sobrecargar el generador.

El suministro de potencia eléctrica del sitio incluirá los siguientes voltajes estándar:

- Generación 480 V, 3 fases, 60 Hz
- Distribución 34.5kV, 3 fases, 60 Hz
- Media tensión 4,160 V, 3 fases, 60 Hz
- Baja tensión 480 V, 3 fases, 60 Hz
- Voltaje de control 110 V, 1 fases, 60 Hz

18.2.10 Gestión del combustible

La mayor parte del combustible diesel usado en Cerro Quema será descargado y almacenado en un solo tanque de acero, cilíndrico, y horizontal ubicado en el extremo occidental de la plataforma existente a 423 msnm, junto a los generadores. El tanque es de 3.3 m de diámetro x 11.9 m de largo con una capacidad de almacenaje de aproximadamente 100 m^3.

Diesel será entregado por un camión cisterna y descargado mediante una bomba centrífuga horizontal. Luego, será distribuido a la flota de la mina mediante bombas reservadas.

Una estación de combustible para vehículos ligeros y de servicio pesado se ubicará en una plataforma de concreto pavimentada de 214 m^2, situada al este de los tanques de almacenamiento. Se incluirá equipo dispensador de combustible para equipos de uso liviano y de uso pesado.

Se ubicará un depósito de acero, cilíndrico y horizontal de 1.91 m de diámetro x 4.86 m de largo en el área de proceso. El diesel será entregado por un camión cisterna y se descargará en este tanque mediante una bomba centrífuga horizontal. Luego, el diesel se distribuirá al equipo del proceso mediante un bucle de alimentación dedicado. Se prevé que los camiones de reparto programado regular de diesel de vez en cuando se desviarán al tanque de diesel de proceso para rellenarlo con una carga parcial de combustible.

Un tanque de acero, cilíndrico y horizontal de 1.36 m de diámetro x 3.45 m de largo se ubicará junto a la planta de emergencia. El diesel se alimentará al generador de emergencia con una bomba de alimentación dedicada. Se prevé que el generador de emergencia se utilizará principalmente para comprobar que funciona. El tanque se llenará con poca frecuencia y el camión de combustible de la flota de la mina puede satisfacer las necesidades.

Todos los tanques de combustible se instalarán en instalaciones de contención de hormigón con capacidad para contener hasta el 110% del combustible almacenado.

18.2.11 Primeros auxilios

Durante la construcción, una clínica temporal de primeros auxilios se pondrá en marcha en la plataforma existente. La clínica está destinada a ser atendida por una enfermera que pueda proporcionar tratamiento médico especializado a los trabajadores enfermos o heridos.

Una ambulancia se encuentra disponible en la oficina existente ubicada en Vía Tonosi durante la construcción. Cuando sea requiera, los heridos o enfermos serán conducidos a uno de los hospitales más cercanos:

- Tonosi
- Chitré

Una sala de tratamiento permanente se ubicará en el primer piso del edificio de almacén y taller situado junto a ADR y los estanques de proceso. La sala de tratamiento está destinada a ser atendida por una enfermera que pueda proporcionar tratamiento médico especializado a los operadores enfermos o heridos. La sala de tratamiento tiene espacio para dos camas y una oficina para la enfermera de turno.

La ambulancia, que se puede utilizar para el transporte de los empleados de la mina, del taller o de la trituradora, será reubicará a una bahía ubicada junto a la sala de tratamiento permanente.

18.2.12 Comunicación

Existe un sistema de radio instalado en el sitio Cerro Quema. El sistema de radios se actualizará para permitir que los diferentes grupos se comuniquen por canales dedicados. Una estación repetidora retransmitirá la señal a todas las áreas de la propiedad.

El teléfono de conexión por cable y acceso a Internet estará disponible en las áreas de oficinas.

18.2.13 Transporte

Se proveerá transporte para los trabajadores de Macaracas y áreas circundantes a la mina a mediante autobuses y camionetas para los cambios de turno programados. Se proporcionarán vehículos ligeros y camionetas para el transporte de los mineros en el sitio del proyecto hacia sus respectivas áreas de trabajo.

18.2.14 Eliminación de residuos

18.2.14.1 Residuos sanitarios

Se ubicarán instalaciones de inodoro a lo largo del sitio del proyecto. Los residuos sanitarios de los baños fluirán por gravedad a varios sistemas sépticos para su tratamiento y eliminación.

18.2.14.2 Residuos sólidos

Los residuos sólidos se manejarán en contenedores u otros recipientes apropiados para desechos. Todos los contenedores serán cubiertos (o cubiertos y pesados, si las cubiertas no se adjuntan) para reducir el potencial de volar basura y para impedir el acceso de la fauna silvestre. Los recipientes utilizados en el sitio serán etiquetados. La basura de las áreas de oficina y el almuerzo se empacará en bolsas.

Una empresa certificada en gestión de residuos transportará los residuos recogidos a un vertedero fuera de las instalaciones controlados por un tercero. No se permite quemar material, vegetales, residuos domésticos, etc. dentro de las instalaciones.

18.2.14.3 Residuos peligrosos

Los residuos peligrosos se colocarán en bidones, montados en tarimas, y almacenados en recipientes seguros, impermeables, y de tamaño adecuado, proporcionando la contención secundaria necesaria, hasta ser llevados fuera del sitio por un contratista con licencia. Los residuos peligrosos serán eliminados de una manera segura y ambientalmente racional utilizando contratistas externos.

18.3 Edificios operativos

Los edificios e instalaciones se ubican a lo largo de la zona del proyecto. El plano de disposición general CQ01-000-121-401 muestra la ubicación de las instalaciones relativas entre sí. Entre las instalaciones se incluyen:

Mina

- Almacén y taller de mina (752 m^2)
- Laboratorio (441 m^2)
- Polvorín, La Pava
- Polvorín, Quema

Proceso

- Edificio de la administración incluyendo almacén proceso (1,012 m^2)
- Área de ADR (1,123 m^2)
- Refinería (339 m^2)
- Almacenamiento de reactivos (302 m^2)

18.2.15 Almacén y taller de mina

El almacén y taller de mina es un edificio de acero de 752 m^2 de un solo piso construido cerca del centro del área de la plataforma existente.

El almacén será una sección del edificio de 373 m^2 que almacenará partes que requieren la protección del medio ambiente para el mantenimiento de la mina. Adyacente al almacén, se proporciona un área de ubicación para almacenar piezas más grandes resistentes a la intemperie.

El área de taller de mina incluye dos bahías de reparación cerradas que ocupan los 379 m^2 restantes del edificio. El personal de mantenimiento de la mina puede reparar equipos móviles en bahías cerradas protegidos del viento y la lluvia.

Una instalación de lavado de vehículos de 231 m^2 al aire libre está ubicada al sur de las bahías del taller de mina. El piso de la instalación de lavado tiene un declive hacia un sumidero recolector que desbordará hacia sumidero de sedimentación. Equipos de espumado eliminarán el aceite flotante y una bomba de recirculación reciclará el agua para el lavado del para la bahía de lavado. Un sistema de lavado de alta presión se incluirá para eliminar la suciedad y la grasa del equipo pesado.

Una instalación de 231 m^2 al aire libre para soldadura de vehículos se ubica al norte de las bahías del taller de mina.

18.2.16 Laboratorio

El Laboratorio es un edificio de acero, de un piso, de 441 m^2 construido junto al edificio del almacén de la mina y junto al taller, cerca del centro del área de la plataforma existente.

El laboratorio incluirá la recepción de muestras, preparación de muestras, el ensayo al fuego, un laboratorio húmedo completo con un instrumento de absorción atómica y un laboratorio metalúrgico. El edificio también incluirá espacios de oficinas y servicios públicos para un Jefe Químico y su personal.

El laboratorio será capaz de recibir, preparar y analizar muestras de control de mineral de la mina y procesar muestras de la planta de lixiviación.

18.2.17 Almacén de explosivos (Polvorín)

Se ubicará un polvorín a unos 700 m al sur de la plataforma existente a lo largo del camino de acceso.

El polvorín estará cercado, en un área cerrada de aproximadamente 84 m por 43 m. El polvorín se divide en tres zonas separadas por dos bermas de 3 m de altura. Cada una de estas tres áreas tendrá un edificio de almacenamiento CMU para componentes de explosivos como sigue:

- Detonadores, edificio de 36 m^2
- Elevadores de voltaje, edificio de 100 m^2
- Explosivos empacados, edificio de 36 m^2

18.2.18 Área de ubicación del isocontenedor para explosivos

El área para de ubicación del isocontenedor de explosivos se encuentra a unos 1,200 m al sur de la plataforma existente a lo largo de el camino de acceso. Los isocontenedores almacenarán los explosivos a granel para utilizarse en el lugar.

El área de ubicación del isocontenedor para explosivos será una zona cercada y cerrada de aproximadamente 45 m de ancho por 31 m de profundidad, con suficiente espacio para cuatro isocontenedores. El área deberá nivelarse y cubrirse con grava para el acceso de vehículos.

18.2.19 Edificio Administrativo

Se construirá un edificio de administración de 1,012 m^2, de dos pisos con bloques de concreto cerca de la esquina sur de la laguna para eventos a un nivel de 220 msnm.

El primer piso del edificio proporcionará espacio para un almacén de proceso, casilleros, sala de tratamientos y un taller de mantenimiento.

El segundo piso del edificio proporcionará espacio para oficinas, una sala de reuniones y servicios públicos para los administradores del sitio y para su personal.

El almacén de proceso es una sala de 145 m^2 en el primer piso del edificio administrativo. El almacén de proceso proporcionará almacenamiento en el interior para piezas de valor pequeñas o grandes. Junto a la bodega habrá un área de ubicación que permitirá almacenar piezas más grandes resistentes a la intemperie.

18.2.20 Área ADR

El Área de ADR incluye una losa de concreto de 1,123 m^2 que albergará las cinco columnas de carbón, el horno y las instalaciones de separación. El Área de ADR se ubicará a una altura de 230 msnm, cerca de la parte norte de la laguna impregnada. La zona ADR será cubierta por un techo para protegerla de la lluvia, no se requieren paredes debido al clima y a la naturaleza de los equipos de proceso.

Un edificio de bloques de concreto de 32.1 m^2 adyacente a la zona ADR albergará el centro de control de motores.

18.2.21 Refinería

La refinería es un edificio de bloques de 339 m^2 adyacente a la zona ADR. La refinería aloja el equipo de electroextracción y fundición. El edificio también incluye una oficina que permita a seguridad vigilar los procesos de electroextracción y fundición.

18.2.22 Área de almacenamiento de reactivos

El área de almacenamiento de reactivos es de losa de concreto, de 302 m^2, y se ubica 15 m al noreste de la zona ADR. El área de almacenamiento está dividida en secciones separadas para que el cianuro, la sosa cáustica y el ácido se puedan separar. El edificio se puede acceder mediante una carretilla elevadora.

El área de almacenamiento tiene un techo para proteger los reactivos de la intemperie.

Los camiones de reparto de cama plana se pueden conducir hasta el área de almacenamiento de reactivos y dar la vuelta en un amplio patio de 30 m.

19 Estudios de mercado y contratos

La producción de oro se enviará como barras de doré a una refinería de metales preciosos como Johnson Mathey, Metalor o Argor-Heraeus. La refinería producirá lingotes de oro a partir del doré que luego se venderán a los bancos, inversores institucionales, tesorerías o a particulares utilizando un comerciante de metales preciosos como Auramet.

Los datos de la London Bullion Market Association muestran que el volumen promedio de oro negociado fue de 21 millones de onzas al mes en el período de diciembre de 2010 hasta noviembre de 2013. Este volumen de intercambios comerciales debe asegurar que Cerro Quema encontrará compradores para su producción.

El doré vendido contendrá plata. La plata es un producto secundario beneficioso que se traducirá en ingresos adicionales. Como los ingresos de plata no están incluidos en los aspectos económicos de la mina la refinación de plata se considera sin costo.

El oro se puede vender ya sea en el mercado al contado o en los contratos que permiten promediar los precios. El precio del oro utilizado como el caso base en el análisis de flujo de efectivo es de $ 1275 dólares americanos por onza.

21 Costos de capital y operativos

21.1 Resumen de costos de capital

El gasto de capital de preproducción que se requiere para el proyecto Cerro Quema se resume en las Tablas 21-1 y 21-2. Estos costos están basados en el diseño descrito en este estudio y se considera que tienen una precisión de +/- 25%. El alcance de estos costos incluye todo el equipo de minería, instalaciones de proceso e infraestructura para el proyecto.

Los costos presentados fueron estimados principalmente por Golder, KCA y P&E. Todos los requisitos de equipos y materiales están basados en la información de diseño descrita en las secciones anteriores de este estudio. Las estimaciones de los costos de capital fueron realizadas principalmente usando cotizaciones de los proveedores de todos los equipos mayores y menores. Cuando no estaban disponibles cotizaciones de proveedores, se hizo una estimación de costos razonable con base en las cotizaciones de proveedores en los archivos del proyecto de KCA.

Todas las estimaciones de los costos de capital están basadas en equipos cotizados nuevos del fabricante, equipo usado comprado en Panamá (autobuses, camionetas para la construcción, equipos de minería) o estimaciones para la fabricación de equipo nuevo.

La mayoría de las estimaciones de costos fueron realizadas en el primer trimestre de 2013 y se consideran vigentes al primer trimestre de 2014, en dólares americanos.

Las hojas de la estimación de costos de capital se encuentran en el Apéndice VII A de este reporte. La recopilación de las cotizaciones de los proveedores de bienes de capital se puede encontrar en el Apéndice VII B y VII de este reporte.

Los costos de capital de la mina y los antecedentes se ofrecen tanto para la flota de la mina operada por el Propietario y para la flota de la mina operada por un Contratista. En el análisis final se usa la opción de la flota de la mina operada por el Propietario.

TABLA 21-1 RESUMEN DE LOS COSTOS DE CAPITAL DE PREPRODUCCIÓN DE MINERÍA

Costos directos	**USD $ (miles)**
Equipo móvil	$10,134
Caminos de acarreo	$500
Equipo de oficina	$60
Comunicaciones	$50
Agrimensura	$50
Varios	$132
Total costos directos	**$10,926**
Otros costos	
Transporte	$507
Contingencia	$572
Costos pre-despojo capitalizados	$4,177
Impuestos	$985
Total otros costos	**$6,240**
Total minería	**$17,166**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

TABLA 21-2 RESUMEN DE COSTOS DE CAPITAL DE PREPRODUCCIÓN DEL PROCESO, POR ÁREA

Total costos directos de la planta	**Costo de Suministro Total**	**Instalación**	**Gran Total**
	USD $ (1,000)	USD $ (1,000)	USD $ (1,000)
Área 00 - Sitio y servicios generales	$ 10,124	$ 5,968	$ 16,092
Área 10 - Suministro y distribución de agua	$ 925	$ 149	$ 1,073
Área 08 - Equipo móvil	$ 2,770	$ 00	$ 2,770
Área 20 – Trituración	$ 5,414	$ 1,841	$ 7,255
Área 20 – Recuperación de mena y apilado	$ 7,104	$ 2,245	$ 9,349
Área 30 – Plantilla de lixiviación y manejo de la solución	$ 5,853	$ 10,117	$ 15,970
Área 50 - Electrowinning y refinamiento	$ 1,132	$ 241	$ 1,372
Área 40 – Manejo y regeneración de carbón	$ 931	$ 213	$ 1,144
Área 40 – Absorción	$ 1,692	$ 374	$ 2,067
Área 40 – Lavado ácido y elución	$ 1,036	$ 238	$ 1,274
Área 60 – Desintoxicación	$ 1,074	$ 228	$ 1,302
Área 65 – Sistemas eléctricos	$ 58	$ 12	$ 70
Área 70 – Reactivos	$ 1,221	$ 223	$ 1,444
Área 75 – Laboratorio	$ 1,395	$ 136	$ 1,532
Área 80 - Auxiliares (Taller de camiones/Oficinas/Vestidores /Clínica/Estación de combustible/)	$ 2,688	$ 240	$ 2,928
Total costos directos de la planta	**$ 43,415**	**$ 22,225**	**$ 65,640**
Refacciones	$ 1,550		$ 1,550
Sub total con partes de repuesto			**$ 67,190**
Contingencia	$ 10,829		$ 10,829
Total costos directos de la planta con contingencia			**$ 78,019**
Costos de campo indirectos			**$ 6,608**
Consumibles iniciales			**$ 1,164**
Subtotal de costos de la planta antes de EPCM			**$ 85,790**
Ingeniería, Adquisición y Administración de Construcción (EPCM)			**$ 9,846**
Subtotal costos de la planta			**$ 95,636**
Costos del Propietario			**$ 4,301**
TOTAL Costos de capital de preproducción			**$ 99,937**
Capital de trabajo (60 días)			**$ 5,105**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.2 Costos de capital de minería

El estudio examina tanto las opciones tanto de Contratación de extracción minera y como la operada por el Propietario. Los costos de capital y de operación varían entre las dos opciones y el costo total por la vida útil de la mina para cada uno de ellos determinará a medida que avance el trabajo de estudio del proyecto qué opción se seleccionará en última instancia. Hay varios factores intangibles que también podrían desempeñar un papel en la decisión de la opción preferida.

En la opción de Contratación de explotación minera, el contratista será el responsable de proporcionar todo el equipo de minería y las instalaciones relacionadas con el mantenimiento y las reparaciones de los equipos. En este escenario, el Propietario tendría solamente gastos de capital limitados, y estos están relacionados principalmente con el desarrollo inicial de la mina.

En la Opción de extracción operada por el Propietario, el propietario se encargará de todas las actividades relacionadas con la minería, incluyendo la adquisición de todos los bienes de equipo de minería y de personal y, la capacitación necesaria para el personal operativo.

Los derechos y aranceles, y el IVA no se incluyen directamente en los costos de capital de minería, pero se tratan adecuadamente en la discusión de los impuestos del costo de capital del proyecto.

21.2.1 Opción de contratación de la extracción minera – costo de capital

Para la opción de Contratación de la extracción minera, el costo de capital inicial de la extracción se estima en $ 6.7 millones de dólares, mientras que el capital de la vida útil de la mina ("LOM") capital es 6.9 millones de dólares, como se indica en la Tabla 21.3.

El costo de capital incluye el desarrollo del camino de acarreo inicial al tajo La Pava y la compra de equipos pequeños y suministros para el equipo de supervisión y técnico del Propietario que estaría administrando la operación minera por contrato.

El costo de movilización del contratista minero está incluido en el costo de la construcción del sitio.

Los costos para la construcción del camino de acarreo fueron proporcionados por un contratista de minería basándose a la experiencia con el sitio Cerro Quema y costos de trabajos realizados anteriormente para un camino de acarreo al tajo La Pava. Los costos de construcción del camino de acarreo se estiman en $ 500,000 por kilómetro de camino, que consistiría en varios cortes y rellenos a lo largo de las laderas de colinas.

En el año 1 se incurrirá en un costo pre-despojo inicial de $5.8 millones (1.96 millones de toneladas a 2.99 dólares/t), cuyo costo incluye el equipo de administración minera del Propietario. Los costos pre-despojo anteriores están basados en los precios de los contratos mineros proporcionados por el contratista, que se describe en la Sección 21.12.1.

Los costos continuos del capital de sostenimiento del Propietario durante la vida útil de la operación de extracción minera por Contrato serán bajos, alrededor de $ 0.15 millones.

TABLA 21-3 CAPITAL DE LA MINA – OPCIÓN DE EXTRACCIÓN MINERA POR CONTRATO

	$('000)	-2	-1	1	2	3	4	5
Camionetas	$ 135		$ 135					
Sub-total (Equipo directo)	$ 135		$ 135					
Otros costos de capital								
Camino de acarreo a La Pava	$ 500		$ 500					
Equipo de oficina más software	$ 100		$ 100					
Radiocomunicación + GPS	$ 50		$ 50					
Equipo de agrimensura	$ 50		$ 50					
Varios de sostenimiento	$ 140			$ 35	$ 35	$ 35	$ 35	
Sub-total (otros directos)	$ 840		$ 700	$ 35	$ 35	$ 35	$ 35	
Total costos directos	$ 975		$ 835	$ 35	$ 35	$ 35	$ 35	
Fletes y refacciones	$ 9		$ 9					
Contingencia	$ 69		$ 59	$ 2	$ 2	$ 2	$ 2	
Pre-despojo capitalizado	$ 5,850		$ 5,850					
Total capital min. LOM	$ 6,903		$ 6,753	$ 37	$ 37	$ 37	$ 37	
Capital inicial (Año -1)	$ 6,753							
Capital de sostenimiento	$ 150							

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.2.2 Opción de extracción operada por el Propietario – costo de capital

Con la opción de extracción operada por el Propietario, el propietario adquirirá la totalidad de la flota de equipos. El costo de capital inicial estimado es de 16.2 millones dólares, como se indica en la Tabla 21.4. Con el capital de sostenimiento continuo y la adición de equipos, el costo de capital durante la vida útil de la mina será de aproximadamente $ 18.6 millones de dólares. La vida útil de la mina es de 5.3 años y no se requerirá reemplazo de equipos.

El costo del equipo minero será alrededor de $11.9 millones dólares durante la duración del proyecto, que incluye la compra de equipos adicionales ya que aumentan los ciclos de acarreo a medida que se profundizan los tajos.

Los costos de capital para el equipamiento minero principal fueron proporcionados por el distribuidor local CAT Panameño (IIASA Panamá), proveedores de Volvo, así como de las bases de datos de costos internos de P&E. Ya que la vida útil de la mina es corta y el país de Panamá está experimentando una gran cantidad de actividad de la construcción, el propietario de la mina podría ser fuente de equipo usado siempre que sea posible. El tamaño del equipo que se utiliza en Cerro Quema es similar al utilizado en proyectos de construcción típicos.

La Tabla 21.5 resume los precios de los equipos y de las suposiciones utilizadas. Para los equipos usados, se aplicó un descuento del 25% a los precios de los proveedores de equipo nuevo, sin embargo, podría ser posible adquirir equipos usados con mayores descuentos en los precios. La aplicación del 25% de descuento al precio utilizado de algunos equipos resulta en un ahorro en los costos de gasto de capital inicial de alrededor de 2.4 millones dólares sobre el precio de adquisición de todo los equipos nuevos.

Se incurrirá en un costo pre-despojo de $4.2 millones de dólares (1.96 millones de toneladas a $2.13 dólares/t) en el Año-1, y está basado en la estimación de los costos operativos y gastos de capitalización en el año de preproducción. Esto supone que la flota del propietario emprendería las actividades de pre-despojo.

Los costos de capital de sostenimiento continuo del equipo de minería mina por duración de las operaciones significará un costo adicional de $2.5 millones de dólares, que incluye futuras compras de equipos.

TABLA 21-4 CAPITAL DE LA MINA – OPCIÓN DEL EXTRACCIÓN POR EL PROPIETARIO

	Total $('000)	-2	-1	1	2	3	4	5
Perforadora, 100 mm, Crawler, DTH (T40)	$ 1,130		$ 1,130					
Stemming Truck, 15 t	$ 90		$ 90					
Transporte para detonadores	$ 40		$ 40					
Excavadora hidráulica, 6.5 m. cu.(6015)	$ 1,143		$ 1,143					
Cargadora de ruedas 7 m. cu.(C988)	$ 637		$ 637					
Camión de acarreo clase 55 t (TR60)	$ 3,461		$ 1,730	$1,154	$ 577			
Camión de acarreo, ADT 40 t	$ 1,660		$ 1,660					
Autobús/camioneta de personal	$ 100		$ 100					
Tractor de empuje TD25M (D8)	$ 1,249		$ 1,249					
Camión de soldadura	$ 75		$ 75					
Excavadora, 2 m. cu.(CAT 336E)	$ 231		$ 231					
Camión de combustible	$ 150		$ 150					
Niveladora cuchilla 14' (990E)	$ 320		$ 320					
Planta de luz	$ 100		$ 100					
Camión de lubricantes	$ 200		$ 200					
Camión de mecánico	$ 75		$ 75					
Camioneta Pickup	$ 240		$ 240					
Equipo de bombeo del tajo a Diesel	$ 100		$ 100					
Cargadora frontal de ruedas 4 m. cu.(C966)	$ 341		$ 341					
Camión tanque para agua (40 ton 8000 galones)	$ 522		$ 522					
Sub-total (equipo directo)	$ 11,864		$ 10,134	$1,154	$ 577			
Otros costos de capital								
Camino de acarreo a La Pava	$ 500		$ 500					
Equipo de oficina más software	$ 60		$ 60					
Equipo de radiocomunicación + GPS	$ 50		$ 50					
Equipo de agrimensura	$ 50		$ 50					
Varios de sostenimiento	$ 660		$ 132	$ 132	$ 132	$ 132	$ 132	
Sub-total (otros directos)	$ 1,320		$ 792	$ 132	$ 132	$ 132	$ 132	
Total costos directos	$ 13,184		$ 10,926	$1,286	$ 709	$ 132	$ 132	
Fletes y refacciones	$ 593		$ 507	$ 58	$ 29			
Contingencia	$ 689		$ 572	$ 67	$ 37	$ 7	$ 7	
Pre-despojo capitalizado (t)	$ 4,177		$ 4,177					
Total capital de minería LOM	$ 18,643		$ 16,181	$1,410	$ 774	$ 139	$ 139	

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

TABLA 21-5 CAPITAL DEL EQUIPO INICIAL DE LA MINA

Flota de equipos	Usado (75%) o Nuevo	Costo Unitario ($'000)	Unidades Año-1	Costo Total ($'000)
Perforadora, 100 mm, Crawler, DTH (T40)		$ 565	2	$ 1,130
Stemming Truck, 15 t		$ 90	1	$ 90
Transporte para detonadores		$ 40	1	$ 40
Excavadora hidráulica, 6.5 m. cu.(6015)	Usado	$ 1,143	1	$ 1,143
Cargadora de ruedas 7 m. cu.(C988)	Usado	$ 637	1	$ 637
Camión de acarreo clase 55 t (TR60)	Usado	$ 577	3	$ 1,730
Camión de acarreo, ADT 40 t	Usado	$ 415	4	$ 1,660
Autobús/camioneta de personal		$ 100	1	$ 100
Buldócer TD25M (D8)		$ 625	2	$ 1,249
Camión de soldadura		$ 75	1	$ 75
Excavadora, 2 m. cu.(CAT 336E)	Usado	$ 231	1	$ 231
Camión de combustible		$ 150	1	$ 150
Niveladora cuchilla 14' (990E)	Usado	$ 320	1	$ 320
Planta de luz		$ 25	4	$ 100
Camión de lubricantes		$ 200	1	$ 200.
Camión de mecánico		$ 75	1	$ 75
Camioneta Pickup		$ 40	6	$ 240
Equipo de bombeo del tajo a Diesel		$ 50	2	$ 100
Cargador frontal de ruedas 4 m. cu.(C966)	Usado	$ 341	1	$ 341
Camión tanque para agua (40 ton 8000 galones)	Usado	$ 522	1	$ 522
Capital del equipo inicial				**$ 10,134**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.3 Costos de capital del proceso

Los costos del proceso fueron calculados por KCA con algunas aportaciones de Golder y Pershimco. Las estimaciones de los costos de capital fueron realizadas principalmente usando cotizaciones de los proveedores de todos los equipos mayores y menores. Cuando no estaban disponibles cotizaciones de proveedores, se hizo una estimación de costos razonable con base en las cotizaciones de proveedores en los archivos del proyecto de KCA.

21.3.1 Bases de los costos del proceso

Los costos de capital para cada área de proceso, incluyendo trituración, apilamiento, manejo de la solución de lixiviación en montones, planta de recuperación, etc., en la tabla de costos de capital se dividen en las siguientes disciplinas, según sea el caso:

- Movimiento de tierras mayor (incluyendo plantilla/revestimiento de la laguna);
- Trabajos de ingeniería civil (concreto);
- Acero estructural;
- Trabajos con placas de acero;

- Equipo mecánico;
- Tuberías;
- Electricidad;
- Instrumentación;
- Puesta en marcha y supervisión;
- Infraestructura;

La acumulación de costos de capital para cada disciplina incluye suministro, transporte, derechos y aranceles, costos de instalación, y se discuten en las secciones siguientes:

Se agregaron a los costos directos totales la gestión de ingeniería, adquisición y construcción (EPCM), costos indirectos, e inventario inicial.

21.3.2 Transporte (flete)

El costo del flete se estimó basándose en el porcentaje de los costos de los equipos mecánicos. El factor del 8% está basado en la experiencia con proyectos similares en México y América del Sur.

21.3.3 Derechos y aranceles

Pershimco ha declarado que no habrá derechos y aranceles sobre equipo de procesamiento en Panamá.

21.3.4 Impuesto al valor agregado (IVA)

Un IVA del 7% se aplica a los bienes adquiridos en Panamá según sea el caso. Este IVA no es recuperable.

21.3.5 Movimiento de tierras mayores

Se estimaron grandes cantidades de movimiento de tierras basado en el diseño preliminar del sitio y de la plantilla de lixiviación en montones.

Esto incluye el movimiento de tierras para proporcionar áreas niveladas para la trituradora, plantilla de lixiviación y estanques, construcción y áreas del proceso, y la interconexión de los caminos.

Volúmenes importantes movimiento de tierras fueron sido estimados por KCA y Golder y los precios unitarios utilizados son de un contratista local en Panamá. Estos precios unitarios se compararon con los de otros proyectos en México y Sudamérica donde KCA ha trabajado recientemente. KCA encontró que los precios unitarios proporcionados por los contratistas locales estaban dentro de los rangos normales de precios unitarios para movimiento de tierras.

21.3.6 Trabajos de ingeniería civil

Los trabajos de ingeniería civil incluyen movimiento de tierras detallado y el concreto. Las cantidades de concreto se estimaron a partir de planos y cálculos de los materiales necesarios, cuando fuera posible, o se estimaron a partir de instalaciones de equipos ya realizadas. Las tarifas de suministro y colocación de concreto están basadas en cotizaciones de contratistas locales.

21.3.7 Acero estructural

Los requerimientos de acero estructural para las diversas áreas se estimaron a partir de listas de los materiales necesarios desarrolladas a partir de los planos generales. Cuando falta suficiente detalle, se utilizaron los requerimientos de acero procedentes de proyectos similares. Un contratista local proporcionó los costos unitarios del acero, incluidos los requisitos de mano de obra de instalación y equipo.

21.3.8 Trabajos con placas de acero

Los trabajos con placas de acero (*platework*) incluyen el suministro e instalación de tanques de acero, contenedores y tolvas. Los costos se estimaron a partir de las listas de materiales necesarios. Se estimó el peso de los materiales necesarios con base en su diseño básico.

Un contratista local cotizó los costos unitarios del acero basándose en diagramas de tanques de KCA típicos a $3.00 por kg para el suministro de acero y la fabricación, y $ 2.00 dólares por kg para la entrega en el sitio y la instalación.

21.3.9 Equipo mecánico

Los costos de los principales equipos nuevos se basan en cotizaciones presupuestarias de proveedores recolectadas en el cuarto trimestre de 2013 hasta el segundo trimestre de 2015. Los costos de los equipo menores están basados en cotizaciones presupuestarias, en costos encontrados en catálogos de proveedores, en costos de la base de datos interna de KCA de cotizaciones recientes o de una guía estándar de costos de minería.

Las estimaciones de la instalación se basan en el tipo de equipo. A cada tipo de equipo se le asigna un costo unitario de instalación por hora, que permite calcular el total de horas de instalación. El costo de la instalación se calcula a partir de la tarifa de mano de obra de instalación.

Se utilizaron los costos de instalación suministrados por el proveedor cuando están disponibles.

21.3.10 Tuberías y válvulas

El costo de las tuberías, accesorios y válvulas para las principales aéreas, incluyendo el suministro y distribución de agua cruda, y el drenaje y distribución de agua contra incendios está basado en las listas de materiales necesarios y en cotizaciones presupuestarias de proveedores

para el suministro de los elementos principales. Los costos de instalación se calcularon con estimaciones basadas en el tiempo de instalación y se asumieron las tarifas por hora de los contratistas.

El costo de las tuberías, accesorios y válvulas se estimaron como un porcentaje de los costos de los equipos mecánicos o el incluido en el ámbito de aplicación de la oferta del proveedor.

21.3.11 Sistemas eléctricos

Los costos de distribución de energía eléctrica del sitio, incluyendo el costo del suministro e instalación de la línea eléctrica se fueron estimados por KCA basándose los costos de suministro de proyectos similares.

La caja de distribución eléctrica, las estaciones del centro de control de motores (MCC) y las estaciones de transformadores se cotizaron por separado o se calcularon basándose en los costos de suministro de proyectos similares.

El costo de diversos equipos eléctricos pequeños está basado en un porcentaje del costo de suministro de equipos mecánicos, basado en la experiencia de costos de los proyectos recientes en los archivos del KCA.

Los costes de instalación están basados en las tarifas por hora de los contratistas y los tiempos de instalación estimados a partir de proyectos recientes de KCA.

21.3.12 Instrumentación

La mayor parte de las instalaciones de procesamiento son operadas manualmente, por lo que es poca la necesidad de instrumentación.

Los costos de instrumentación están estimados como un porcentaje del equipo mecánico instalado. El factor utilizado para los rangos de instrumentación oscila entre 1 y 6% según el área de aplicación. Los costos de instalación se desarrollaron usando la experiencia de cosos de proyectos recientes de KCA utilizando las tarifas de la mano de obra local.

21.3.13 Costos de capital de infraestructura

Los costos de infraestructura del sitio para el proyecto Cerro Quema se calcularon utilizando cálculos del material necesario desarrollados a partir de planos y cotizaciones de proveedores para movimiento de tierras, concreto y acero. Cuando no hay suficiente detalle para este tipo de estimación, se utilizaron estimaciones basadas en los precios de los proyectos anteriores.

21.3.13.1 Instalaciones para personal de la construcción

Los costos del Campamento para 300 hombres del personal de la construcción en la plataforma existente se estimaron a partir de un campamento similar en un proyecto en México. Se tomaron en cuenta los costos de la instalación.

Se asume que las Oficinas de Construcción y las instalaciones de alojamiento para el Equipo de los Propietarios sean contenedores terminados. Los costos son los precios presupuestados de un proveedor de estas unidades. Se tomaron en cuenta los costos de la instalación.

21.3.13.2 Camino de acceso

Se reubicó el camino de acceso al sitio principal desde Vía Tonosi para servir tanto al área del proceso como a la plataforma existente. Los costos para la modificación del camino se estimaron a partir de las cantidades del movimiento de tierras y los precios unitarios de movimiento de tierras de un contratista Panameño.

21.3.13.3 Cercado

El costo de cerco de alambre de púas de tres hileras alrededor del proyecto está basado en los precios de un proyecto similar en México.

Los costos del cercado de tela metálica para los estanques del proceso, polvorines, y el pozo de agua cruda se estimaron a partir de los precios presupuestados de los componentes del cercado y el costo de la instalación.

El precio de los resguardos para ganado se estimó a partir de los precios presupuestados de los componentes y el costo de la instalación.

21.3.13.4 Agua cruda

Existe un pozo aproximadamente 1.1 km al norte, noreste de la plataforma existente. Se utilizó el precio de la cotización de un proveedor para fijar el precio de la bomba del pozo y de la bomba de carga. Los costos de las tuberías se estimaron a partir del precio unitario y el costo de instalación.

El costo del tanque de agua cruda y la instalación se estimó a partir de la geometría del tanque y el costo unitario de los trabajos con placas de acero del proyecto. El costo de la losa de concreto se estimó a partir de la cantidad de concreto y el costo unitario del proyecto.

21.3.13.5 Suministro eléctrico

La energía eléctrica será suministrada por la red de Distribuidora Eléctrica de Metro-Oeste (Edemet) en la subestación de Las Tablas, una comunidad que está aproximadamente a 31 km al sureste de Chitre a lo largo de la Carretera Nacional.

La energía será suministrada al sitio utilizando una línea de alta tensión 34.5 kV construida desde Las Tablas a Cerro Quema. Esta línea de alta tensión será financiada por el Proyecto Cerro Quema pero comprada por Edemet durante cinco años a través de créditos de energía eléctrica.

La energía eléctrica se distribuirá en el sitio a 34.5 kV y se reducirá en las estaciones de transformadores en las áreas de proceso.

La energía de emergencia se generará en el lugar por un solo generador a diesel de 680 kW ubicado en la plataforma existente a una altura de 423 metros arriba del nivel del mar.

Los costos de la línea de alta tensión y equipos asociados fueron estimados por KCA a partir de precios de proyectos en México. La estimación de KCA se comparó con uno de una compañía de ingeniería Panameña. Los costos de KCA fueron mayores en un 20% y se cree que son conservadores.

21.3.13.6 Manejo de combustible

El combustible diesel se almacenará en tanques de acero de 100 m^3. El tanque será instalado en una losa de concreto.

El costo del suministro e instalación del tanque de combustible se estimó a partir de la geometría del tanque y el costo unitario de los trabajos con placas de acero del proyecto. El costo de la losa de concreto se estimó a partir de la cantidad de concreto y el costo unitario del proyecto.

Para el equipo expendedor de combustible se utilizó el presupuesto de un proveedor.

21.3.13.7 Radiocomunicaciones

Un sistema de radio existente podría ser utilizado para las comunicaciones de dos vías en el sitio. Se incluyen los precios de las unidades de radio manuales y las montadas en los camiones.

21.3.13.8 Edificios

Los costos del Taller de la Mina y Almacén, Laboratorio, Edificio de Administración y Refinería se estimaron a partir de los materiales necesarios según los planos y los costos unitarios de Panamá para concreto, acero y de la construcción a base de unidades de mampostería de concreto (CMU).

El equipo del área ADR está instalado sobre una losa de concreto; un pequeño techo protege el horno de la lluvia. El costo de la losa y del pequeño techo de acero se estimó a partir de las cantidades de material y los costos unitarios de material respectivo.

21.3.13.9 Sistema de bandas transportadoras desde Quema/Quemita

Se incluyen los costos de capital de cuatro bandas transportadoras sobre tierra y dos apiladores (tepetate y mena) para el transporte de la mena y el tepetate desde el tajo Quema/Quemita.

La mena o el tepetate entrarán a la campaña desde el tajo. Habrá una tolva separadora y un apilador cerca del vertedero de tepetate para permitir que los residuos sean apilados para el buldócer. La mena continuará a la plantilla de la trituradora donde se apilará para alimentarse a la trituradora.
Las bandas transportadoras operarán en el año 1, 4 y 5.

21.4 Refacciones

Las refacciones se estimaron como un porcentaje de los costos de los equipos mecánicos. Para la mayoría de equipos se aplicó un porcentaje del 5% al costo de suministro de los equipos. Se incluyeron fletes y derechos de importación a los costos estimados del suministro de refacciones.

21.5 Costos indirectos de capital

Los costos indirectos incluyen los costos de partidas tales como alquiler de equipos, instalaciones temporales de construcción, control de calidad, estudios topográficos, almacenes y patios cercados, consumibles tales como combustibles y energía, seguridad y puesta en marcha de ciertos equipos. Estos costos se estimaron sobre la base de cotizaciones presupuestarias, requerimientos previstos de equipo y experiencia con proyectos en México.

21.6 Consumibles iniciales

Se incluyó un componente separado de consumibles iniciales a los costos de capital de pre-producción, que consta de consumibles críticos adquiridos y almacenados en el sitio al inicio de las operaciones. Los consumibles iniciales incluyen cianuro de sodio (NaCN), cal en guijarros, cemento, carbón activado, anti-incrustante, soda cáustica, ácido clorhídrico, combustible diesel, y fundentes (sílice, bórax, salitre y carbonato de sodio).

Este inventario de consumibles iniciales asegura que los consumibles adecuados estén disponibles para la puesta en marcha de la planta. En la Tabla 21-6 se presentan los consumibles iniciales.

TABLA 21-6 CONSUMIBLES INICIALES

Artículo	Base	Peso Necesario kg o L	Cargas de Camión	Cantidad a Ordenar Kg	Precio Unitario USD$	Impuesto	Envío	Costo Total (Incluyendo ITBMS) USD$
						7%	8%	(,000s)
NaCN	3 semanas	70,283	3.5	75,000	2.60	0.18		$ 209
Cal en guijarros	Silo completo	100,000	5.0	100,000	0.32	0.02		$ 34
Carbón	Circuito completo	30	0.0	30,000	2.76	0.19		$ 88
Anti-incrustante	4 semanas	5,151	0.3	6,000	1.96	0.14		$ 13
Soda caustica	4 semanas	2,808	0.1	3,000	0.98	0.07		$ 3
Ácido clorhídrico	4 semanas	1,147	0.1	2,000	0.52	0.04		$ 1
Sulfato de cobre	4 semanas	267	0.0	1,000	3.29	0.23		$ 4
Metabisulfito de sodio	4 semanas	16,714	0.8	20,000	0.70	0.05		$ 15
Cal hidratada	1 semanas	4,067	0.2	5,000	0.28	0.02		$ 1
Cemento	1 carga	21,000	1.1	21,000	0.26	0.02		$ 6
Diesel (L)	Relleno Total	272,475	13.6	260,000	0.89	0.06		$ 248
Fundente	4 semanas							
SiO2		229		1,000	0.50	0.04		$ 1
Bórax		366		1,000	0.98	0.07		$ 1
Salitre		183		1,000	1.75	0.12		$ 2
Carbonato de sodio		137		1,000	1.70	0.12		$ 2
Consumibles lab.				1	200,000	14,000	16,000	$ 230
Suministros Lab., Proceso				1	100,000	7,000	8,000	$ 115
Herramientas operador del proceso				1	10,000	700	800	$ 12
Herramientas, Molino Wright				10	4,483	314	359	$ 45
Herramientas, taller de la mina				1	100,000	7,000	8,000	$ 115
Herramientas, plantilla de lixiviación				1	16,355	1,145	1,308	$ 19
TOTAL								**$ 1,164**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.7 Costos de capital de sostenimiento y del cierre

Los gastos de capital de sostenimiento se definen como aquellos gastos que no aumentan la producción anual de oro de la mina, y excluye a todos los gastos que se consideran de naturaleza expansionista. Estas partidas de capital se presentan en la Tabla 21-7 e incluyen:

- Expansión de la Plantilla Fase II
- Expansión del Vertedero de Tepetate Chontal Superior

- Bomba de carga de solución estéril
- Reemplazo de equipo de la mina
- Costos de cierre
- Barril de aglomeración
- Costos de la banda transportadora Quema/Quemita

21.7.1 Expansión de la plantilla Fase II

La expansión de la plantilla Fase II costará $7.5 millones de dólares y se realizará durante el primer año de operación del proceso. El costo incluye movimiento de tierras, revestimiento y tuberías para ampliar la plantilla de lixiviación para adaptarse a la vida útil completa de de la mina apilamiento de mineral.

21.7.2 Expansión de pila material estéril Chontal Superior

Se incluyeron los costos anuales para la expansión del vertedero de material estéril chontal superior. Los gastos cubren los canales de desviación y despojo.

21.7.3 Bomba de carga de solución estéril

Una estación de bomba de carga está planeada en el Año 3. La estación de bomba de carga permitirá bombear a elevaciones más altas en la plantilla.

21.7.4 Reemplazo de equipo de la mina

Los costos de los camiones de acarreo adicionales se incluyen en los años 1 y 2.

21.7.5 Tambor de aglomeración

Los costos de un Tambor de aglomeración se incluyen en el año 5 para el procesamiento de minerales arcillosos en el año 6.

21.7.6 Costos de la banda transportadora Quema/Quemita

Los costos para desmontar la banda transportadora Quema/Quemita se incluyen en el año 1; se supone que esto ocurrirá a finales de año. Se asume que los costos sean del 70% de los costos de instalación.

Se incluyeron los costos para volver a instalar las bandas transportadoras en el año 3, para usarse en los años 4 y 5.

21.7.7 Costos del cierre

Los costos del cierre se incluyen en los años 7, 8 y 9. Los costos incluyen el lavado de montones y la remediación del sitio.

TABLA 21-7 CAPITAL DE SOSTENIMIENTO
Todos los costos en miles de dólares ($1,000s)

Proyecto	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12	Año 13	Año 14
Plantilla Fase II	$ 7,495													
Bomba de carga solución estéril			$ 308											
Vertedero Chontal Superior	$ 147	$ 163	$ 118	$ 186	$ 186	$ 91								
Equipo de la mina	$ 1,154	$ 577												
Monitoreo							$ 63	$ 48	$ 48	$ 48	$ 48	$ 27	$ 27	$ 27
Cierre							$ 2,358	$ 2,358	$ 5,331					
Otros de la mina	$ 257	$ 198	$ 139	$ 139										
Camino de acarreo Quema/Quemita														
Tambor de aglomeración					$ 1,744									
Desmontaje/instalación transportadora	$ 148		$ 212											
Total Anual	$ 9,201	$ 938	$ 777	$ 325	$ 1,930	$ 91	$ 2,421	$ 2,406	$ 5,379	$ 48	$ 48	$ 27	$ 27	$ 27

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.8 Costos del propietario

Se incluyeron los costos del propietario que esencialmente cubren los gastos generales y administrativos de pre-producción, mano de obra del proceso y mano de obra minera (pre-despojo).

Los gastos generales y administrativos de pre-producción incluyen gastos de la oficina de operación, gastos legales, teléfono/servicio de Internet, suministros de oficina, seguros, servicios informáticos y computadoras, viajes, asistencia comunitaria y gastos ambientales. Los costos de mano de obra de generales y administrativos incluyen oficina, seguridad y protección, y personal de almacén.

Se asume que se van a requerir 12 meses de gastos generales y administrativos antes del comienzo de la producción.

Se asume que la mano de obra del proceso se necesitará 3 meses antes de la producción. Se asume que el personal de laboratorio se necesitará 6 meses debido al hecho de que se requerirá algo de trabajo de ensayes para apoyar la mina.

21.9 Capital de trabajo

El capital de trabajo listado anteriormente se estimó en $5.1 millones a 60 días de costos de operación de la mina y del proceso.

El capital de trabajo real utilizado en el flujo de caja fue de aproximadamente $ 5.7 millones. Existe la incertidumbre debido a que en el Año -1 se incluyen gastos operativos (Opex) en el costo pre-despojo.

21.10 Exclusiones

Los siguientes costos de capital están excluidos del ámbito de aplicación de la oferta y estimación de KCA:

- Cargos financieros e intereses durante la construcción.
- Escalada de costos.
- Fluctuaciones en el tipo de cambio.

21.11 Resumen de costos operativos

Los costos operativos para el Proyecto Cerro Quema están basados en la información presentada en las secciones anteriores de este estudio.

Los costos operativos promedio durante la vida útil estimada de la mina se calculan en $3.30/t de mena, el proceso promedio, el laboratorio y los servicios de apoyo se estiman en USD $4.40/t de mineral. Los gastos generales y administrativos se estiman en USD $0.93/ t de mineral.

Estos resultados se presentan en más detalle en las Secciones 21.12 y 21.13, respectivamente. En la Tabla 21-8 se presenta un resumen de los costos operativos proyectados.

TABLA 21-8 COSTO OPERATIVO PROMEDIO PROYECTO CERRO QUEMA

Descripción	Costo Operativo
Mina (Flota del Propietario)	$3.30
Proceso (promedio)	$4.40
Gastos generales y administrativos del sitio	$0.93
Total	$8.63

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

Los costos operativos de todas las áreas del proyecto se estimaron a partir de principios básicos. Los costos de mano de obra se calcularon utilizando los requerimientos de personal, sueldos, salarios y prestaciones específicas al proyecto. También se estimaron los consumos unitarios de materiales, suministros, energía, agua y los costos de suministros entregados.

La Tabla 19-2 resume los costos de operación del proceso en un calendario anual. Para mayor comodidad también se muestra el total de los costos de explotación minera por el Propietario y por Contratista, y un costo total de operación por año. Para el análisis final se usó la flota operada por el Propietario.

21.12 Costos operativos de la mina

El estudio examina tanto la opción de extracción minera por Contrato como la extracción minera operada por el Propietario. Se desarrollaron las estimaciones de los costos de operación para ambas opciones.

En el escenario de la extracción minera por Contrato, los contratistas serán responsables de la realización de las actividades de minería, perforación y voladura, y el mantenimiento y reparación de los equipos. El propietario tendrá solamente una participación limitada relacionada con la administración del contratista y proporcionará servicios de geología, planificación de la mina, y los servicios técnicos de agrimensura.

En la opción de la extracción minera operada por el Propietario, el propietario se encargará de todas las actividades relacionadas con la minería, y la supervisión operativa y técnica.

21.12.1 Costo de operación de la extracción minera por Contrato

El costo de la extracción minera por Contrato fue proporcionado por un contratista de minería internacional familiarizado con el sitio y basándose en el calendario de producción de la mina y la distribución del sitio de la mina. Adicionalmente al costo del contratista están los costos del propietario asociados con la administración de la mina y de asistencia técnica (por ejemplo, geología e ingeniería).

El costo total de operación de la mina, incluyendo el promedio del componente del Contratista y del componente del Propietario es de $ 2.86/t de material. El costo de la extracción minera por Contrato es de aproximadamente $2.73/tonelada y los costos de administración del Propietario suman otro $0.13/tonelada. La Tabla 21.9 resume el costo anual de la extracción minera por Contrato.

El precio del combustible diesel está basado en la cotización de un proveedor a un precio de $0.89 x litro entregado en el sitio de la mina.

Los costos unitarios de minería estimados especificados por el contratista minero son:

La Pava:	Mineral extraído a la trituradora	$2.09 por tonelada
	Tepetate el vertedero Chontal	$2.09 por tonelada
Quema:	Mineral extraído a la transportadora	$1.71 por tonelada
	Tepetate a la transportadora	$1.71 por tonelada

Los costos de voladura, proporcionados por un contratista independiente, añadirán $1.00/t adicional, que se aplicará al 70% de las toneladas totales extraídas ($0.70/t de material total efectivamente).

El costo de administración del Propietario será un costo relativamente fijo de $0.79 millones por año, o de $0.13/t durante la vida útil de la mina. La Tabla 21.10 resume la base para el componente del costo operativo del Propietario. Los sueldos, salarios y carga financiera para el personal del Propietario fueron proporcionados por un equipo de ingeniería basando en tasas salariales típicas de Panamá.

El costo operativo total de la opción de extracción por Contrato variará por año, dependiendo de la cantidad de material movido. Los costos unitarios anuales varían entre $2.67/t a $3.00/t de material, como se muestra en la Tabla 21.7.

TABLA 21-9 COSTO OPERATIVO DE LA MINA – EXTRACCIÓN POR CONTRATO

		Total	Año -2	Año -1	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Total Material Extraído	kt	33,966.1		1,959.0	5,816.6	6,459.5	7,052.2	7,159.3	5,519.6
Contratista y Voladura				**CAPITAL**					
Mineral La Pava	$('000)	$ 29,721		$ 1,223	$ 4,040	$ 7,988	$ 8,066	$ 5,515	$ 2,889
Material estéril La Pava	$('000)	$ 21,426		$ 2,872	$ 1,950	$ 5,512	$ 6,673	$ 3,617	$ 803
Voladura La Pava	$('000)	$ 17,131		$ 1,371	$ 2,006	$ 4,522	$ 4,937	$ 3,059	$ 1,236
Mineral Quema	$('000)	$ 9,383		$ 0	$ 3,267	$ 0	$ 0	$ 2,016	$ 4,100
Material estéril Quema	$('000)	$ 8,387		$ 0	$ 3,315	$ 0	$ 0	$ 2,754	$ 2,318
Voladura Quema	$('000)	$ 6,645		$ 0	$ 2,065	$ 0	$ 0	$ 1,953	$ 2,627
Total Extraído	**$('000)**	**$ 92,694**	**$ 0**	**$ 5,466**	**$ 16,644**	**$ 18,022**	**$ 19,676**	**$ 18,914**	**$ 13,973**
Costo Unitario Promedio	*$/t mat.*	*$2.73*		*$2.79*	*$2.86*	*$2.79*	*$2.79*	*$2.64*	*$2.53*
Administración Propietario									
Sub-total	$('000)	$ 4,327	$ 0	$ 384	$ 789	$ 789	$ 789	$ 789	$ 789
Costo Unitario Promedio	*$/t mat.*	*$0.13*		*$0.20*	*$0.14*	*$0.12*	*$0.11*	*$0.11*	*$0.14*
Costo de Extracción Total									
Contratista	$('000)	$ 92,694		$ 5,466	$ 16,644	$ 18,022	$ 19,676	$ 18,914	$ 13,973
Propietario	$('000)	$ 4,327		$ 384	$ 789	$ 789	$ 789	$ 789	$ 789
Sub-total	$('000)	$ 97,021	$ 0	$ 5,850	$ 17,432	$ 18,810	$ 20,464	$ 19,703	$ 14,762
Costo Unitario Promedio	***$/t mat.***	***$2.86***		***$2.99***	***$3.00***	***$2.91***	***$2.90***	***$2.75***	***$2.67***

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

TABLA 21-10 EXTRACCIÓN POR CONTRATO – COSTO OPERATIVO DEL PROPIETARIO

Personal del Propietario		Costo Anual	
Superintendente de la Mina	1	$ 173,000	
Ingeniero en Jefe de Minas	1	$ 111,000	
Ingeniero Ejecutivo de Minas	1	$ 77,000	
Geólogo	1	$ 111,160	
Topógrafo	1	$ 25,000	
Técnico Topógrafo	1	$ 14,000	
Técnico de Minas	1	$ 14,000	
Técnico de Control de Menas	1	$ 14,000	
		Sub-total	**$ 539,000**
Vehículos			
Reparaciones		$ 45,000	
Combustible		$ 25,000	
		Sub-total	**$ 70,000**
Otros costos			
Asesores de estabilidad de taludes		$ 30,000	
Software		$ 50,000	
Asignación suministros de oficina		$ 30,000	
Asignación equipo de oficina		$ 30,000	
		Sub-total	**$ 140,000**
Asignación			**$ 38,000**
Total			**$ 787,000**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.12.2 Costo de Extracción Operada por el Propietario

El costo de la opción de extracción operada por el Propietario se estimó a partir de los principios básicos basados en el precio de las máquinas utilizadas y de la mano de obra esperada.

En la Tabla 21.11 se muestra el costo de operación anual de la mina y en Tabla 21.12 se muestra el costo unitario. El costo unitario variará por año de $1.93/t hasta $2.03, promediando $1.98/tonelada de material total.

Se tomaron en cuenta los costos de operación del Año -1 de preproducción, y se muestran como el costo pre-despojo.

Precio del combustible diesel asumido es de $0.89/litro y los promedios anuales de consumo de combustible son aproximadamente 2.5 millones de litros por año.

El cargo por sueldos, salarios y nómina se muestran en la Tabla 21.13 y está basado en las tarifas típicas de Panamá.

La estimación de los costos de operación incluye una asignación del 5% para tener en cuenta partidas no definidas. Esto es visto como una asignación y no como una contingencia, y por lo tanto se espera que sea gastado.

TABLA 21-11 COSTO DE LA EXTRACCIÓN OPERADA POR EL PROPIETARIO – TOTAL ANUAL

		Total VUM	-1	1	2	3	4	5
Toneladas totales extraídas	kt	33,966.1	1,959.0	5,816.6	6,459.5	7,052.2	7,159.3	5,519.6
Costos directos de extracción (por actividad)			**CAPITAL**					
Perforación	$ ('000)	$ 5,564	$ 306	$ 945	$ 1,074	$ 1,151	$ 1,174	$ 914
Voladura	$ ('000)	$ 8,358	$ 616	$ 1,417	$ 1,560	$ 1,680	$ 1,715	$ 1,370
Cargado	$ ('000)	$ 6,531	$ 387	$ 1,139	$ 1,247	$ 1,339	$ 1,374	$ 1,046
Acarreo	$ ('000)	$ 26,709	$ 1,422	$ 4,030	$ 5,090	$ 6,082	$ 5,877	$ 4,208
Servicios/Caminos/Vertederos	$ ('000)	$ 9,365	$ 565	$ 1,770	$ 1,761	$ 1,749	$ 1,748	$ 1,771
General, Supervisión y Técnicos	$ ('000)	$ 7,499	$ 682	$ 1,364	$ 1,364	$ 1,364	$ 1,364	$ 1,364
Asignación	$ ('000)	$ 3,201	$ 199	$ 533	$ 605	$ 668	$ 663	$ 534
Total costos operativos	$ ('000)	$ 67,227	$ 4,177	$ 11,198	$ 12,699	$ 14,033	$ 13,914	$ 11,205
Costos directos de extracción (por clases de costo)								
Mano de obra operativa	$ ('000)	$ 8,742	$ 418	$ 1,392	$ 1,660	$ 1,896	$ 1,878	$ 1,499
Mano de obra de mantenimiento	$ ('000)	$ 4,532	$ 238	$ 753	$ 864	$ 947	$ 920	$ 809
Supervisión y Técnicos	$ ('000)	$ 6,918	$ 629	$ 1,258	$ 1,258	$ 1,258	$ 1,258	$ 1,258
Consumibles no energéticos y partes	$ ('000)	$ 28,423	$ 1,726	$ 4,755	$ 5,437	$ 6,006	$ 5,968	$ 4,531
Combustible	$ ('000)	$ 13,541	$ 714	$ 2,183	$ 2,553	$ 2,935	$ 2,905	$ 2,250
Energía eléctrica	$ ('000)							
Arrendamientos y servicios externos	$ ('000)	$ 1,870	$ 253	$ 323	$ 323	$ 323	$ 323	$ 323
Asignación	$ ('000)	$ 3,201	$ 199	$ 533	$ 605	$ 668	$ 663	$ 534
Total costos operativos	$ ('000)	$ 67,227	$ 4,177	$ 11,198	$ 12,699	$ 14,033	$ 13,914	$ 11,205

VUM (Vida Útil de la Mina)
Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21-12 COSTO DE EXTRACCIÓN OPERADA POR EL PROPIETARIO – COSTO UNITARIO

		Total VUM	-1	1	2	3	4	5
Toneladas totales extraídas	kt	33,966.1	1,959.0	5,816.6	6,459.5	7,052.2	7,159.3	5,519.6
Costos directos de extracción (por actividad)			**CAPITAL**					
Perforación	$/t material	$0.16	$0.16	$0.16	$0.17	$0.16	$0.16	$0.17
Voladura	$/t material	$0.25	$0.31	$0.24	$0.24	$0.24	$0.24	$0.25
Cargado	$/t material	$0.19	$0.20	$0.20	$0.19	$0.19	$0.19	$0.19
Acarreo	$/t material	$0.79	$0.73	$0.69	$0.79	$0.86	$0.82	$0.76
Servicios/Caminos/Vertederos	$/t material	$0.28	$0.29	$0.30	$0.27	$0.25	$0.24	$0.32
General, Supervisión y Técnicos	$/t material	$0.22	$0.35	$0.23	$0.21	$0.19	$0.19	$0.25
Asignación	$/t material	$0.09	$0.10	$0.09	$0.09	$0.09	$0.09	$0.10
Total costos operativos	$/t material	$1.98	$2.13	$1.93	$1.97	$1.99	$1.94	$2.03
Total costos operativos	$/t mena	$3.44		$2.94	$3.34	$3.66	$3.68	$2.97
Costos directos de extracción (por clases de costo)								
Mano de obra operativa	$/t material	$0.26	$0.21	$0.24	$0.26	$0.27	$0.26	$0.27
Mano de obra de mantenimiento	$/t material	$0.13	$0.12	$0.13	$0.13	$0.13	$0.13	$0.15
Supervisión y Técnicos	$/t material	$0.20	$0.32	$0.22	$0.19	$0.18	$0.18	$0.23
Consumibles no energéticos y partes	$/t material	$0.84	$0.88	$0.82	$0.84	$0.85	$0.83	$0.82
Combustible	$/t material	$0.40	$0.36	$0.38	$0.40	$0.42	$0.41	$0.41
Energía eléctrica	$/t material							
Arrendamientos y servicios externos	$/t material	$0.06	$0.13	$0.06	$0.05	$0.05	$0.05	$0.06
Asignación	$/t material	$0.09	$0.10	$0.09	$0.09	$0.09	$0.09	$0.10
Total costos operativos	$/t material	$1.98	$2.13	$1.93	$1.97	$1.99	$1.94	$2.03
Total costos operativos	$/t mena	$3.44		$2.94	$3.34	$3.66	$3.68	$2.97

VUM (Vida Útil de la Mina)
Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

TABLA 21-13 SUELDOS Y SALARIOS DE LA MINA

	Base ($/año)	Carga	OT (%)	Carga ($/año)	Total ($/año)
Perforador	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Ayudante de perforador	10,306	40%	9.1%	5,100	15,400
Capataz de voladura	36,000	40%	9.1%	17,700	53,700
Operador de explosivos	14,016	40%	9.1%	6,900	20,900
Operador de camión de carga a granel	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Obrero	8,016	40%	9.1%	3,900	12,000
Conductores de camiones	12,024	40%	9.1%	5,900	17,900
Operador de la pala	14,016	40%	9.1%	6,900	20,900
Operador de la cargadora	12,024	40%	9.1%	5,900	17,900
Mecánico HD	18,596	40%	9.1%	9,100	27,700
Servicios del tajo (bombeo)	10,306	40%	9.1%	5,100	15,400
Operador de la niveladora	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Operador de buldócer	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Operador de la pipa	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Operadores de servicios	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Superintendente de la mina	123,800	40%		49,500	173,300
Capataz general de la mina	54,400	40%		21,800	76,200
Capataz de la mina	36,000	40%	9.1%	17,700	53,700
Secretario de la mina	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Capataz general de mantenimiento	54,400	40%		21,800	76,200
Capataz de mantenimiento	36,000	40%	9.1%	17,700	53,700
Planificador	15,000	40%	9.1%	7,400	22,400
Soldador	18,024	40%	9.1%	8,800	26,900
Mecánico de gasolina	18,024	40%	9.1%	8,800	26,900
Llantero	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Encargado de refacciones	13,024	40%	9.1%	6,400	19,400
Obrero	8,016	40%	9.1%	3,900	12,000
Capacitos de equipos	18,024	40%		7,200	25,200
Ingeniero en jefe	79,400	40%		31,800	111,200
Ingeniero Ejecutivo de Minas	55,000	40%		22,000	77,000
Ingeniero de minas	40,000	40%		16,000	56,000
Geólogo	79,400	40%		31,800	111,200
Topógrafo	18,024	40%		7,200	25,200
Técnico topógrafo	10,306	40%		4,100	14,400
Técnico de minas	10,306	40%		4,100	14,400
Técnico de control de menas	10,306	40%		4,100	14,400

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.12.3 Comparación de Extracción por Contrato y Operada por el Propietario

El Estudio de Pre-Factibilidad examina las opciones de extracción por Contrato y extracción operada por el Propietario. Se desarrollaron los costos de capital y de operación de cada opción con el fin de realizar un análisis comparativo de costos. La opción de la extracción preferida posteriormente será utilizada en las economías del flujo de efectivo para el proyecto.

La Tabla 21.14 presenta los costos totales durante vida útil de la mina para cada opción. La opción de extracción por Contrato tiene un costo de capital inicial más bajo, pero un costo de operación anual más alto.

Los resultados del análisis muestran que, sobre una base sin descuento, la opción de extracción operada por el Propietario tiene una ventaja de $16.4 millones durante la vida útil del proyecto. A una tasa de descuento del 10%, la opción de extracción operada por el Propietario todavía tiene una ventaja de Valor Presente Neto $8.5 millones de dólares (USD).

TABLA 21-14 COMPARACIÓN DE COSTOS DE LAS OPCIONES DE EXTRACCIÓN

	Opción de Extracción por Contrato ($'000)	Opción de Extracción por el Propietario ($'000)	Diferencia
Costo de capital incluyendo costo de sostenimiento (Vida Útil de la Mina)	$6,903	$18,643	$11,740
Costo operativo (Año 1 al Fin)	$91,171	$63,050	-$28,121
Costo Total (VUM)	$98,075	$81,693	-$16,381
Total Material (t)	33,966,000	33,966,000	
Costo Unitario ($/t material)	$2.89	$2.41	-$0.48
Valor Presente Neto (0%)	$98,075	$81,693	-$16,381
Valor Presente Neto (10%)	$63,028	$54,531	-$8,497

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

Algunos elementos intangibles a considerar en la decisión de contratación son:

- La opción del Contratista tiene algunas reducciones adicionales en costos de capital relacionadas con infraestructura no requerida, por ejemplo, no construir las instalaciones de almacenamiento de explosivos o el taller de camiones, y posiblemente alguna reducción en el tamaño de las oficinas administrativas. Sin embargo, no se espera que la eliminación de estos costos tenga un impacto en el resultado final

- Con el Propietario adquiriendo la flota de equipos para una mina con una vida útil de 5 años, algunos de los equipos adquiridos nuevos todavía puede tener un valor de rescate al final de la vida útil de la mina. Sin embargo, es difícil predecir qué valor podrían tener en el futuro como equipo usado, así que se omite el valor de rescate de este análisis comparativo. Cualquier valor de rescate mejoraría más la operación minera del Propietario.

- En el escenario de extracción operada por el Propietario, el propietario sería responsable de la contratación y capacitación del personal de supervisión, operación y mantenimiento. Esto añade cierta complejidad a la administración de la operación minera. Aunque esto está incluido en el costo del Propietario, siempre existe un riesgo con respecto al nivel de eficiencia que un Propietario puede ofrecer.

- En el caso de grandes descomposturas de los equipos, el contratista tendría que proporcionar reemplazos de equipos en corto plazo a su costo. En un escenario de extracción operada por el Propietario, se podría incurrir en costos adicionales para contratar equipos de alquiler o traer asistencia de contratista en corto plazo.

- En un escenario de extracción por Contrato, dependiendo de cómo está estructurado el contrato, podría haber mayor certeza en los costos de extracción a largo plazo y en el cumplimiento de objetivos de producción. En el escenario de extracción operada por el Propietario, los costos dependerán de la eficiencia con la que el Propietario puede operar.

- Un proceso de licitación competitivo entre contratistas mineros seleccionados podría resultar en un mejoramiento en el precio del contratista propuesto. Para este estudio de perfectibilidad, se celebraron discusiones con un contratista solamente.

Con base en el análisis anterior, el enfoque de la extracción minera recomendado para el estudio de perfectibilidad (PFS) es la extracción operada por el Propietario.

21.13 Costos operativos de servicios de apoyo y de proceso

Los costos operativos para Cerro Quema se estimaron en $5.208 por tonelada sobre una base libre de impuestos para el primer año, en la Tabla 21-15 se muestran los detalles. Los costos varían ligeramente entre los años dos y cinco, y luego aumentan dramáticamente a $7.473 por tonelada en el año seis. Los costos se estimaron en un nivel de estudio de pre-factibilidad y están basados basan en la información presentada anteriormente en este reporte.

Los impuestos se totalizaron por separado para fines de acreditación en el flujo de efectivo y se estimaron en alrededor de $0.29 por tonelada en el año uno y $0.45 por tonelada en el año seis.

Los costos de mano de obra para el proyecto se estimaron utilizando dotaciones típicas de personal en operaciones de lixiviación en montones en México y usando las tasas salariales típicas de Panamá.

Los consumos unitarios de los materiales más costosos (cianuro, cemento y diesel) están basados en trabajos de prueba o en el costo del diesel, consumo de diesel y potencia total adjunta. Otros valores están basados en información de operaciones similares, o en los estándares de la industria generalmente aceptados.

Los costos aumentan drásticamente en el año seis, debido a la necesidad de aglomerar con 10 kg/t de cemento.

Todos los costos se presentan en dólares del segundo trimestre del 2014. No se añadió contingencia a los costos de operación del proceso y a los costos generales y administrativos. En la siguiente tabla se presenta un resumen de los costos de operación, los costos de operación detallados se encuentran en el Apéndice VIII-B.

TABLA 21-15 RESUMEN DEL COSTOS OPERATIVOS PARA CERRO QUEMA

	Costo por Tonelada				
Categoría	Año 1	Años 2 y 3	Año 4	Año 5	Año 6
Mano de obra	$1.054	$1.054	$1.054	$1.054	$1.054
Trituración primaria	$0.303	$0.303	$0.303	$0.303	$0.482
Trituración secundaria	$0.143	$0.143	$0.143	$0.143	$0.143
Recuperación/Transporte/Apilamiento	$0.442	$0.442	$0.442	$0.442	$0.565
Sistemas de lixiviación en montones	$0.592	$0.592	$0.675	$0.675	$0.675
Planta de Carbón ADR	$0.198	$0.198	$0.198	$0.198	$0.198
Refinería	$0.080	$0.080	$0.080	$0.080	$0.080
Reactivos	$1.245	$1.245	$1.245	$1.245	$3.155
Distribución de agua	$0.017	$0.017	$0.017	$0.017	$0.017
Laboratorio	$0.189	$0.189	$0.189	$0.189	$0.189
Servicios de apoyo	$0.403	$0.255	$0.371	$0.399	$0.374
Generales y administrativos, no laborales	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541
Total	$5.208	$5.060	$5.258	$5.286	$7.473

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

Los costos pueden resumirse más como se muestra en la siguiente tabla:

TABLA 21-16 COSTOS OPERATIVOS DEL PROCESO VS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS

	Costo por Tonelada				
Categoría	Año 1	Años 2 y 3	Año 4	Año 5	Año 6
Mano de obra operativa Labor	$0.686	$0.686	$0.686	$0.686	$0.686
Costo operativo sin mano de obra	$3.613	$3.465	$3.663	$3.691	$5.878
Costo operativo total	$4.299	$4.151	$4.349	$4.377	$6.564
Generales y administrativos, mano de obra	$0.368	$0.368	$0.368	$0.368	$0.368
Generales y administrativos, no laborales	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541
Costo total de generales y administrativos	$0.909	$0.909	$0.909	$0.909	$0.909
Total	$5.208	$5.060	$5.258	$5.286	$7.473

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

En las siguientes secciones los costos se describen por tipo en orden decreciente de valor. Los "costos de proceso" mencionados a continuación no incluyen los costos generales y administrativos.

En los años cuatro al seis se requerirá una bomba de carga para la solución estéril. Se estima que esto añadirá $0.08 por tonelada a los costos operativos.

21.13.1 Reactivos

Los reactivos incluyen cal, cianuro y algunos otros artículos consumibles necesarios para recuperar el oro y fundirlo en doré. El costo de los reactivos es de $1.245 por tonelada y representan alrededor del 24% de los costos en los años 1 al 5. El costo de los reactivos aumenta a $3.16 por tonelada en el año 6 debido al consumo de cemento y representan alrededor del 42% de los costos de operación del proceso.

Los reactivos consumidos se resumen en la siguiente tabla.

TABLA 21-17 RESUMEN DE LOS COSTOS DE LOS REACTIVOS PARA CERRO QUEMA

	Costo por Tonelada				
Componente	Año 1	Años 2 y 3	Año 4	Año 5	Año 6
Cal/Cemento	$0.515	$0.515	$0.515	$0.515	$2.425
Cianuro	$0.653	$0.653	$0.653	$0.653	$0.653
Otros	$0.077	$0.077	$0.077	$0.077	$0.077
Total reactivos	$1.245	$1.245	$1.245	$1.245	$3.155

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.13.1.1 Cianuro

El consumo de cianuro es de 0.251 kg/t de mena. El costo de suministro en Panamá es de $2.60 por kg y representa un costo total de $0.653 por tonelada de mena o alrededor del 13% de los costos operativos totales. El cianuro es el tercer costo individual más grande detrás de la energía y la mano de obra.

21.13.1.2 Cemento (Año 6 solamente)

El consumo de cemento es de 10 kg/t de mena en el año seis. El costo de suministro en Panamá es $0.243 por kg de cemento y representa un costo total de $2.425 por tonelada de mena o el 32.5% del total de los costos de operación. El cemento es el componente individual más grande tanto de los reactivos y como de los costos de operación del proceso en el año seis.

21.13.1.3 Cal

La cal en guijarros se añade a 1.6 kg/t en los años uno al cinco para el control del pH. El costo de la cal es de 0.515 dólares por tonelada de mena o aproximadamente el 10% de los costos de operación.

21.13.1.4 Otros reactivos

Otros reactivos incluyen carbón, anti-incrustante cáustico y fundentes. El costo de estos componentes es $0.077 por tonelada de mena. Estos representan el 1.5% de los costos de operación del proceso.

21.13.1.5 Energía eléctrica del proceso

El área de proceso consumirá entre 5.23 y 5.89 kWh/t de mena. El costo unitario de la energía se estima en $0.201 por kW/h; este costo proviene de las tarifas publicadas por Distribuidora Eléctrica de Metro-Oeste (Edemet). El costo total es de $1.052 a $ 1.185 por tonelada que representa alrededor del 22% de los costos de operación del proceso. La energía eléctrica es el mayor costo individual.

En la tabla siguiente se detalla el consumo de energía:

TABLA 21-18 CONSUMO DE ENERGÍA POR ÁREA

	Año 1	Años 2 y 3	Año 4	Año 5	Año 6
Trituración primaria	0.733	0.733	0.733	0.733	0.733
Trituración secundaria	0.113	0.113	0.113	0.113	0.113
Recuperación/Transporte/Apilamiento	1.289	1.289	1.289	1.289	1.540
Sistemas de lixiviación en montones	2.596	2.596	3.005	3.005	3.005
Planta de Carbón ADR	0.166	0.166	0.166	0.166	0.166
Refinería	0.284	0.284	0.284	0.284	0.284
Reactivos	0.051	0.051	0.051	0.051	0.051
Subtotal del proceso	**5.231**	**5.231**	**5.640**	**5.640**	**5.892**
Distribución de agua	0.030	0.030	0.030	0.030	0.030
Laboratorio	0.354	0.354	0.354	0.354	0.354
Servicios de apoyo	0.979	0.817	0.817	0.956	0.832
Subtotal otros	**1.363**	**1.201**	**1.201**	**1.340**	**1.216**
Total	**6.594**	**6.432**	**6.842**	**6.980**	**7.108**

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.13.1.6 Mano de obra

El costo de la mano se subdivide entre Proceso y Laboratorio, los detalles de la mano de obra se presentan en la siguiente tabla.

TABLA 21-19 DOTACIÓN DE PERSONAL Y ESQUEMA DE SUELDOS

Puesto	Cantidad	Salario Base		Tiempo Extra	Cargas	Total	Costo, USD $
		Salario (1,000s)	Por Hora (1,000s)	(1,000s)	(1,000s)	(1,000s)	(1,000s)
PROCESO							
Supervisión							
Gerente del proceso	1	$ 152			$ 61	$ 213	$ 213
Metalurgista	1	$ 95			$ 38	$ 133	$ 133
Técnico metalurgista	3		$ 13	$ 6	$ 5	$ 24	$ 73
Técnico administrativo	1		$ 7	$ 6	$ 3	$ 15	$ 15
Capataz general del proceso	1	$ 114			$ 46	$ 160	$ 160
Capataz de turno	6	$ 34			$ 14	$ 48	$ 287
Capataz general de manteniendo del proceso	1	$ 114			$ 46	$ 160	$ 160
Trituración							
Operador trituradora primaria	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Operador trituradora secundaria	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Operador de la cargadora de alimentación a la trituradora	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Ayudante de trituradora	2		$ 13	$ 6	$ 5	$ 24	$ 48
Plantilla de lixiviación							
Operador de lixiviación en montones	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Operador de reactivos	3		$ 10	$ 4	$ 4	$ 18	$ 53
Operador de apiladora	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Operador buldócer para montones	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Personal de tuberías – lixiviación de montones	7		$ 7	$ 3	$ 3	$ 12	$ 83
Jornalero	2		$ 7	$ 3	$ 3	$ 12	$ 24
Trabajador de turno	3		$ 7	$ 3	$ 3	$ 12	$ 36
Planta de recuperación							
Operador de planta de recuperación	3		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 62
Operador de refinado	1		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 21
Jornalero	2		$ 7	$ 3	$ 3	$ 12	$ 24
Mantenimiento del proceso							
Mecánico I	7		$ 18	$ 7	$ 7	$ 32	$ 225
Planeador	1	$ 14			$ 6	$ 20	$ 20
Mecánico II	4		$ 11	$ 5	$ 5	$ 21	$ 83
Electricista	2		$ 17	$ 7	$ 7	$ 31	$ 62
Técnico en instrumentación	1		$ 18	$ 7	$ 7	$ 32	$ 32
Subtotal del proceso	**70**	**$ 523**	**$ 224**	**$ 97**	**$ 299**	**$ 1,143**	**$ 2,186**
TOTAL DEL PROCESO							**$ 2,186**
LABORATORIO							
Gerente de laboratorio	1	$ 95			$ 38	$ 133	$ 133
Ensayadores	3		$ 11	$ 4	$ 5	$ 20	$ 60
Técnico de laboratorio	3		$ 7	$ 6	$ 3	$ 15	$ 44
Preparador de muestras	4		$ 7	$ 3	$ 3	$ 12	$ 47
SUBTOTAL LABORATORIO	**11**	**$ 95**	**$ 24**	**$ 12**	**$ 48**	**$ 180**	**$ 285**
TOTAL	**81**						**$ 2,471**

Total del Proceso	$0.61	US$/t
Total Proceso y Laboratorio	$0.69	US$/t

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

La mano de obra es el tercer costo mayor detrás de energía y reactivos. La mano de obra se puede resumir como en la siguiente tabla.

TABLA 21-20 RESUMEN DE COSTOS DE MANO DE OBRA PARA CERRO QUEMA

			Año				
	Costo Anual (1,000s)	Costo por Tonelada	Uno	Dos y Tres	Cuatro	Cinco	Seis
Mano de Obra Proceso	$ 2,186	$0.607	14.1%	14.6%	14.0%	13.9%	9.3%
Mano de O. Laboratorio	$ 285	$0.079	1.8%	1.9%	1.8%	1.8%	1.2%
Total Mano de Obra	$ 2,471	$0.686	16.0%	16.5%	15.8%	15.7%	10.5%

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.13.2 Costo equipo del proceso

El costo del equipo de proceso incluye los costos operativos de dos cargadoras, un buldócer D6, tres montacargas, dos grúas y dos retroexcavadoras cuando sea necesario. Este es el equipo móvil necesario para mantener la planta en funcionamiento. Los costos se estimaron en $0.251 a $ 0.559 por tonelada de mena, aproximadamente de 6 a 8.5% del total de los costos de operación del proceso.

21.13.3 Suministros

Los suministros son una asignación de refacciones para mantenimiento y consumibles. Los consumibles se estimaron en $0.33 a $ 0.39 por tonelada o alrededor de 8 a 9% de los costos de operación del proceso en los años 1 al 5.

21.13.4 Combustible

El combustible es una estimación del diesel consumido por el equipo de proceso, incluyendo horno, caldera de despojo y horno de fundición. No incluye el combustible utilizado por los vehículos o los generadores. La cantidad diaria de combustible se estimó a partir de la demanda esperada de los equipos a 38,307 l/mes. El costo resultante se estimó en $0.114 por tonelada de mena o aproximadamente el 2.7% de los costos operativos en los años 1 al 5.

21.13.5 Ensayes

Los ensayes son los costos del análisis de muestras de sólidos y soluciones en el sitio. El costo de ensayes se estima en $405,000 dólares por año o $0.113 por tonelada de mena procesada. Esto representa aproximadamente el 2.6% de los costos operativos en los años 1 al 5.

21.13.6 Acero de desgaste

El costo de acero de desgaste es el costo de reemplazar la placa de acero resistente a la abrasión en el circuito de trituración. El costo se estima a partir del índice de abrasión y el consumo de energía estimado de las trituradoras. El consumo de acero se estimó en 0.016 kg/t o $0.071 por t de mena procesada. Esto representa aproximadamente el 1.6% de los costos de operación del proceso en los años 1 al 5.

21.13.7 Costo de vehículos

El costo de vehículos es el costo de operar una flota de 12 vehículos. Se prevé que los vehículos serán camionetas de ¾ de tonelada y los costos de operación serán de $185,143 anuales o $0.051 por tonelada de mena. Los costos representan el 1.2% del total de costos de operación del proceso en los años 1 al 5.

21.13.8 Bandas transportadoras para Quema/Quemita

Los costos de las bandas transportadoras terrestres para Quema/Quemita (energía y piezas de desgaste) se incluyen en la categoría "Servicios de apoyo".

Los detalles se muestran en el Apéndice VIII-B.

21.14 Gastos generales y administrativos

Los gastos generales y administrativos representan el costo de las actividades que son necesarias para la operación de la empresa en su conjunto, pero que no pueden demostrar una relación directa con algún objetivo costos en particular. Los gastos generales y administrativos de Cerro Quema se resumen en la siguiente tabla.

TABLA 21-21 RESUMEN DE GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS DE CERRO QUEMA

Tipo	Costo anual (1,000s)	Costo por tonelada	Fracción [1]
Gastos generales y administrativos, mano de obra	$ 1,324	$0.368	7.1%
Gastos generales y administrativos, no laborales	$ 1,947	$0.541	10.4%
Total de gastos generales y administrativos	$ 3,271	$0.909	17.4%

1. Como un porcentaje del año 1 - Costo Operativo Total
2. Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.14.1 Gastos generales y administrativos – Mano de obra

Los gastos generales y administrativos de mano de obra se presentan en la siguiente tabla.

TABLA 21-22 GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS - DOTACIÓN DE PERSONAL Y ESQUEMA DE SUELDOS

		Anual (,000s)			
Puesto	Cantidad	Salario	Tiempo Extra	Carga	Total
Gerente General	1	$171	$12	$68	$251
Secretario	1	$8	$1	$3	$11
Gerente de contabilidad	1	$68	$5	$27	$101
Contador de la mina	1	$16	$1	$6	$23
Cuentas por pagar	1	$16	$1	$6	$23
Contador	1	$8	$1	$3	$11
Técnico en informática	1	$13	$1	$5	$19
Gerente de recursos humanos	1	$68	$5	$27	$101
Especialista de recursos humanos	1	$16	$1	$6	$23
Administrador de la nómina	1	$16	$1	$6	$23
Secretario de nómina	1	$8	$1	$3	$11
Director de protección/seguridad	1	$45	$3	$18	$67
Guardia de seguridad	12	$94	$7	$37	$138
Enfermera	4	$121	$8	$48	$178
Agente de compras	1	$20	$1	$8	$29
Almacenista	3	$32	$2	$13	$46
Gerente ambiental	1	$68	$5	$27	$101
Técnico ambiental	2	$27	$2	$11	$40
Técnico de seguridad	4	$55	$4	$22	$80
Conductor	2	$18	$1	$7	$26
Limpieza (conserje)	2	$15	$1	$6	$23
Total	43	$901	$63	$360	$1,324

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.14.2 Gastos generales y administrativos – no laborales

Los gastos generales y administrativos no laborales de Cerro Quema son de $0.541 por tonelada. Este costo incluye el mantenimiento de la carretera de acceso, donaciones a proyectos comunitarios, seguros y costos de operación de oficinas administrativas. Los costos se detallan en la siguiente tabla.

TABLA 21-23 GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS – NO LABORALES

	Costo	
Categoría	Anual (1,000s)	Por tonelada
Seguros	$180	$ 0.050
Rentas	$30	$ 0.008
Oficina/Artículos de limpieza y mantenimiento	$24	$ 0.007
Tarifas, cuotas y licencias	$24	$ 0.007
Cargos bancarios y de nómina	$10	$ 0.003
Franqueo/mensajería	$18	$ 0.005
Teléfono/Fax	$60	$ 0.017
Viajes/Entretenimiento	$72	$ 0.020
Donaciones/Apoyo a la comunidad	$240	$ 0.067
Transportación de empleados	$110	$ 0.031
Protección/Seguridad/Capacitación	$72	$ 0.020
Mantenimiento y reparación de caminos de acceso	$400	$ 0.111
Contabilidad	$120	$ 0.033
Servicios legales	$50	$ 0.014
Recursos humanos	$156	$ 0.043
Servicios computacionales /Software	$24	$ 0.007
Asesores externos	$48	$ 0.013
Asignación para mantenimiento	$15	$ 0.004
Eliminación de desechos peligrosos	$30	$ 0.008
Gastos ambientales	$120	$ 0.033
Energía	$0	$ -
Agua embotellada	$24	$ 0.007
Gas propano	$0	$ -
Licencias de Software	$120	$ 0.033
Total	$1,947	$ 0.541

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

21.15 Impuestos

Los precios de los consumibles en los costos de operación se calcularon "libres de impuestos".

Los impuestos en los consumibles en los costos de operación del proceso serán del 7% y se calcularon por separado como se muestra en la siguiente tabla.

TABLA 21-24 IMPUESTOS EN LOS ARTÍCULOS CONSUMIBLES DEL PROCESO

Componente	Año 1	Años 2 y 3	Año 4	Año 5	Año 6
Generales y administrativos – mano de obra	$0.368	$0.368	$0.368	$0.368	$0.368
Gastos operativos – mano de obra	$0.686	$0.686	$0.686	$0.686	$0.686
Generales y administrativos – no laborales	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541	$0.541
Gastos operativos – no laborales	$3.613	$3.465	$3.663	$3.691	$5.878
Gravable	$4.154	$4.006	$4.203	$4.231	$6.419
No gravable	$1.054	$1.054	$1.054	$1.054	$1.054
Total gastos operativos	$5.208	$5.060	$5.258	$5.286	$7.473
Impuesto	$0.291	$0.280	$0.294	$0.296	$0.449

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

Los impuestos en los consumibles en los costos operativos de la mina serán del 7% y se calcularon por separado en la siguiente tabla.

TABLA 21-25 IMPUESTOS EN LOS ARTÍCULOS CONSUMIBLES DE MINERÍA POR AÑO COSTOS EN $1,000S

	Año 1	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Gravable	$ 2,639	$ 7,472	$ 8,594	$ 9,609	$ 9,536	$ 7,315	$ 0
No gravable	$ 1,538	$ 3,726	$ 4,105	$ 4,424	$ 4,379	$ 3,889	$ 0
Impuestos	$ 185	$ 523	$ 602	$ 673	$ 668	$ 512	$ 0

Los valores de la tabla podrían no coincidir debido al redondeo/truncamiento de los dígitos.

22 Análisis económico

22.1 Resumen

Basándose en los parámetros de producción estimados, en los ingresos, costos de capital y costos operativos, impuestos y regalías, KCA preparó un modelo de flujo de efectivo para el análisis económico del proyecto Cerro Quema. Toda la información utilizada en esta evaluación económica fue tomada del trabajo realizado por Golder, KCA y P&E como se describe en las secciones anteriores de este reporte.

La economía del proyecto Cerro Quema fueron evaluadas utilizando flujo de efectivo no descontado y descontado. El Valor Presente Neto se calculó con varios tipos de descuento, incluyendo 0%.

El modelo económico final fue desarrollado por KCA utilizando los siguientes supuestos:

- Precio del oro USD $1,275/oz.
- Tasa de procesamiento de 10,000 tpd de mena.
- Ley promedio del oro 0.77 g/t.
- Total costos operativos promedio USD $8.63/t
- Costo de capital total de preproducción $117.1 millones de dólares.
- Regalías por Retorno Neto de Fundición de 4.6% (Gobierno y CEMSA).
- Tasa de Impuesto sobre la Renta de 25%.
- Impuesto ITBMS de 7%.
- Impuestos locales y de uso de suelo de aproximadamente $81,000/año.
- Recuperaciones del oro de:
    - 86% para todo el material de La Pava por arriba de la ley de corte y de baja ley de Quema/Quemita
    - Para Quema/Quemita, se debe utilizar la siguiente fórmula para estimar la recuperación de oro a diferentes leyes de mineral en bruto de más de 1 g Au/t:

$$\% \text{ Au} = (86\% - ((\text{g Au/t} - 1) \times 3\%))$$

Los costos de capital y operativos utilizados para este modelo se describen en la Sección 21 de este reporte.

La economía del proyecto basadas en estos criterios a partir del modelo de flujo de efectivo se resume en la Tabla 22-1.

Tabla 22-1 Resumen de la vida de la mina

Análisis financiero	
Tasa Interna de Retorno (IRR), después de impuestos de	33.7%
NPV @ 0% (después de impuestos)	$152,004,100
NPV @ 5% (después de impuestos)	$109,781,700
NPV @ 10% (después de impuestos)	$77,814,800
Precio del oro asumido (US$/Onza)	$1,275
Período de recuperación (basado en años después de impuestos)	2.2
Costos iniciales de capital	
Capital inicial de pre-producción	$115,939,531
Capital de trabajo	$1,163,664
Capital inicial total	$117,103,195
Capital futuro (vida de la mina)	$23,480,397
Costo operativo (Vida promedio de la mina)	
Extracción (Contrato y propietario)	$3.30
Procesamiento	$4.40
G&A	$0.93
Costo operativo total/ tonelada de mineral	$8.63
Costo operativo directo (por onza de oro)	$402
Datos de producción	
Vida de la mina	5.3
Rendimiento de la mina (Mineral)	10,000
Recuperación metalúrgica Au (Promedio)	85.8%
Producción anual promedio de oro	78,800
Tasa de separación promedio LOM (residuo:mineral)	0.72

22.2 Metodología

Los aspectos económicos del proyecto Cerro Quema fueron evaluados usando un método de flujo de efectivo descontado (DCF). Este método requiere que las entradas y las salidas anuales estimadas se conviertan a dólares equivalentes en el año de evaluación. Las siguientes son las consideraciones para este análisis:

- El modelo de flujo de efectivo fue preparado por KCA con aportes de Pershimco, Golder y P&E.

- El periodo de análisis es de 16 años (incluyendo los dos años de preproducción y la inversión), 6 años de producción, 3 años para cierre y remediación y 5 años para monitoreo.
- Todas las cantidades del flujo de efectivo son en dólares estadounidenses (USD $). Se considera que todos los costos son vigentes para el primer trimestre de 2014 válidos. La inflación no se incluye en este modelo.
- La Tasa Interna de Retorno (TIR) está calculada como la tasa de descuento que produce un valor presente neto (VPN) de cero.
- El VPN se calculó convirtiendo los flujos de efectivo anualizados para el Año 2 a diferentes tasas de descuento. Los costos del Año 2 no se descontaron.
- El periodo de recuperación es la cantidad de tiempo, en años, requerido para lograr un VPN de 0 con una tasa de descuento del 5%.
- No está incluido Capital de Trabajo en el modelo; se asignaron costos de operación donde era necesario para garantizar que se gaste dinero para operar antes de que haya ingresos.
- Las regalías totalizan 4.6% (NSR).
- Se asume un financiamiento por capital del 100%.
- En el modelo se incluye capital de sostenimiento, costos de remediación y cierre.
- Se utilizó el método de depreciación acelerada del capital por "Suma de los Dígitos".

22.3 Suposiciones generales

Un resumen de los supuestos generales para entradas de costos, parámetros, regalías e impuestos que se utilizan en el análisis económico son los siguientes.

22.3.1 Tiempo del proyecto

El análisis financiero asume que el gasto comienza en el año 2015 (Año 2). La primera producción de oro se supone que ocurra en el cuarto trimestre de 2016 (Año 1).

22.3.2 Términos para fundición y refinación

Los términos para fundición y refinación se desarrollaron con información de Pershimco y proyectos pasados de KCA. El oro devuelto de la refinería es 99.925%, que equivale a una deducción de la refinería de $0.956 por onza al precio del oro del caso base. Se incluye una carga de refinación de $5.00 por onza, más de los costos de transporte y seguro que promedian 4.57 dólares por onza.

22.3.3 Precio del oro e ingresos

Se utilizó un precio del oro de USD $1,275/oz como el precio de caso base. El precio promedio del oro de tres años anteriores a finales de 2013 era de $1,549/oz. El precio de contado a mediados de mayo de 2014 fue de aproximadamente $1,290/oz.

En este modelo la producción de oro y los ingresos están retrasados un trimestre desde el momento que se apila el mineral. Este retraso refleja el tiempo requerido para recuperar el oro del montón.

22.3.4 Costos operativos

Los costos operativos se desarrollaron sobre una base anual basada en el calendario de producción y otros parámetros operativos.

Los costos operativos promedio durante la vida útil de la mina son de USD $3.30/ tonelada para la extracción (flota del Propietario), USD $4.40/tonelada para el procesamiento, y USD $0.93/tonelada para gastos generales y administrativos. Los costos de operación anuales específicos como se aplicaron al modelo de flujo de efectivo se incluyen en la Tabla 22-4 que se muestra más adelante en esta sección.

22.3.5 Costos de capital

Los costos de capital inicial para la construcción del proyecto se incurren en el primer y segundo año de desarrollo (Año 2 y 1). También se incluye el siguiente capital de sostenimiento:

- Equipo de minería adicional en los años 1 y 2;
- Ampliación de la lixiviación en montones en el año 1;
- Desmontaje de la banda transportadora de Quema/Quemita en el año 1, y la reinstalación en el año 3;
- Costos del Vertedero de Tepetate Chontal Superior de los años 1 a 6;
- Estación de bombeo de carga de solución estéril en el año 3;
- Instalación del tambor aglomeración en el año 5;
- Costos de lavado en los años 7, 8 y 9;
- Costos de cierre en el año 9;
- Costos de monitoreo en los años 7 a 14;

A continuación se muestra la distribución de los costos de capital estimados para el proyecto. Consulte la Sección 21 para obtener los detalles del costo de capital.

Tabla 22-2 Resumen del costo de capital

	Costo, USD $ Millones
Capital Inicial / Construcción	117.10
Costo de Capital a Futuro	13.43
Costos de Cierre (incluye monitoreo)	10.38
Valor de Rescate	6.22
Costo de Capital Total del Proyecto (exceptuando cierre y rescate)	130.54

22.3.6 Impuestos y aranceles

El impuesto utilizado para los artículos importados fue del 7%. Se asume que los equipos de minería de procedencia extranjera están exentos del pago de aranceles.

Se asume que los bienes y servicios adquiridos en Panamá serán gravados a una tasa impositiva del 7%.

22.3.7 Regalías

Se pagará una regalía por Retorno Neto de Fundición del 4.0% al Gobierno de Panamá. Se pagará una regalía por Retorno Neto de Fundición del 0.6% a la Compañía de Exploración Minera, S.A. (CEMSA).

Usando los precios de caso base, el actual modelo financiero estima que el valor total del pago de regalías será aproximadamente $24.3 millones de dólares durante la vida útil de la mina.

22.3.8 Capital de trabajo y consumibles iniciales

Se incluye un capital de trabajo de 60 días de costo de operación (extracción y proceso) durante los periodos de inicialización de preproducción en el cálculo del costo de capital.

Se requiere una reserva de efectivo estimada de $ 1.4 millones para cubrir los gastos de operación del proceso antes de la obtención de un flujo de efectivo positivo.

También se incluyen consumibles iniciales de reactivos (tales como el cianuro, carbón, etc.) como parte de la capital del proceso. El capital para consumibles iniciales se estima en USD $ 1.2 millones.

Se asume que todo el 80% del capital de trabajo se puede recuperar en el año seis.

22.3.9 Costos de cierre y rescate

Están incluidos costos de cierre de USD $10.38 millones, que se producirán durante los años 7 a 14 del proyecto.

Se asume un valor de rescate de los equipos del proyecto y se incluyó en el modelo. Se supone que el 33% del campamento de construcción será recuperado en el año 1, el 15% de los costos de los equipos de minería será recuperado en el año 7 y el 15% de los equipos de proceso en Año 9. Se supone que los equipos de acero tales como tanques y estructuras serán rescatados como chatarra, sin costo para el proyecto.

Se asume que se acreditará el costo de la línea de alta tensión (estación Las Tablas y la línea) en un periodo de 5 años. A esto se dará tratamiento de valor de rescate en el flujo de efectivo.

22.3.9.1 Impuesto sobre la renta

Las deducciones de los ingresos para determinar la renta imponible incluyen los costos operativos, regalías, capital de sostenimiento y depreciación.

Se utilizó una tasa de impuesto de sociedades del 25%.

22.3.9.2 Depreciación

Todo el capital, con excepción de los consumibles iniciales, se deprecia durante los años uno al seis. La depreciación se resta de los ingresos "antes de impuestos". Toda depreciación se realiza con el método de "suma de los dígitos".

Los edificios se deprecian en 30 años; el resto de la capital se deprecia durante la vida útil del proyecto. El período de depreciación mínimo fue de 3 años.

Las pérdidas amortizados ($ 1.8 millones) y los gastos de exploración ($ 40.4 millones) de los años de preproducción se deducen de los ingresos antes de impuestos según las instrucciones del personal de contabilidad de Pershimco.

22.3.10 Costo de efectivo promedio

El costo de efectivo promedio para la vida útil de la mina se calculó sumando toda la exploración, proceso y gastos generales a los costos de operación y dividiendo ese número por el total de onzas pagaderas. El costo operativo total para el proyecto fue de USD $168.1 millones con el total de onzas pagaderas a 417,819 onzas; lo que equivale a un costo de efectivo promedio por onza de USD $402.

22.4 Modelo financiero y resultados

Se utilizó un método de flujo de efectivo descontado (DCF) para evaluar la economía del proyecto Cerro Quema. El método de flujo de efectivo descontado mide el valor presente neto de los flujos de efectivo futuros. Este modelo financiero fue desarrollado por KCA con aportaciones de Pershimco, Golder y P&E.

La Tabla 22-3 muestra los parámetros financieros claves derivados del análisis de flujo de efectivo. La Tabla 22-4 presenta los flujos de efectivo.

Tabla 22-3 Parámetros financieros clave

Precio Au	$1,275	$/oz
Recuperación Au en La Pava	86.0%	
Recuperación Au en Quema (Ponderado)	85.4%	
Tasa de tratamiento	10,000	t/d

Costo de refinación Au (incluye gastos de envío)	$5	$/oz
Factor pagadero	99.925%	

Tasa de impuesto Panameña	25%

Tasa de descuento i, %	NPV después de impuestos
0	$152,004,100
5	$109,781,700
10	$77,814,800
15	$53,267,600

IRR	33.7%

Onzas anuales Au	78,800	(Redondeado a 100 oz más cercanas)
Total onzas Au producidas	417,800	(Redondeado a 100 oz más cercanas)

Costo de efectivo/oz Au, $	$402	Por onza pagadera

Vida de la mina	5.3	años
Recuperación	2.2	años

Tabla 22-4 Análisis del flujo de caja

Flujo de caja de Cerro Quema - 10,000 tpd

$ / onza Au	1275		$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	$1,275	
		Preproducción	Año-1	Año-1	Año 1	Año 1	Año 1	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12	Año 13	Año 14	Año 15	Año 16	Total
			Q3	Q4	Q1	Q2	Q3	Q4																
Mineral procesado			36,931	472,071	908,212	904,546	901,905	907,128	3,614,746	3,608,392	3,619,141	3,655,870	1,079,084	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	19,708,025
Au, gpt			1.50	0.88	1.27	1.42	0.85	0.93	0.77	0.64	0.70	0.67	0.52	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.77
Ag, gpt			0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
% R Au			86.0%	86.0%	85.0%	84.7%	86.0%	86.0%	86.0%	86.0%	86.0%	86.0%	86.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	85.8%
% R Ag			0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	
oz Au prod.			0	1,536	11,528	31,579	35,004	21,099	80,719	67,204	68,572	68,135	32,443	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	417,819
oz Ag prod.			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Ventas brutas, US$																								
Au			$0	$1,958,445	$14,698,071	$40,263,000	$44,629,922	$26,901,418	$102,916,575	$85,684,489	$87,429,239	$86,872,670	$41,364,807	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$532,718,636
Ag			$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0
Ventas brutas totales			**$0**	**$1,958,445**	**$14,698,071**	**$40,263,000**	**$44,629,922**	**$26,901,418**	**$102,916,575**	**$85,684,489**	**$87,429,239**	**$86,872,670**	**$41,364,807**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$532,718,636**
Impuestos y regalías																								
Impuesto panameño	25.0%		$0	$0	$161,074	$4,602,288	$5,642,310	$1,427,266	$6,982,995	$4,385,774	$6,133,945	$8,148,250	$5,367,172	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$42,851,074
NSR gobierno panameño	4.0%		$0	$77,692	$581,561	$1,599,320	$1,773,171	$1,067,386	$4,082,866	$3,396,843	$3,466,303	$3,444,146	$1,643,459	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$21,132,747
NSR CEMSA	0.6%		**$0**	**$11,654**	**$87,234**	**$239,898**	**$265,976**	**$160,108**	**$612,430**	**$509,526**	**$519,945**	**$516,622**	**$246,519**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$3,169,912**
Total de impuestos y regalías			$0	$89,346	$829,870	$6,441,506	$7,681,457	$2,654,759	$11,678,291	$8,292,144	$10,120,193	$12,109,018	$7,257,150	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$67,153,733
Ingresos (después de impuestos)			**$0**	**$1,869,099**	**$13,868,201**	**$33,821,494**	**$36,948,466**	**$24,246,659**	**$91,238,284**	**$77,392,345**	**$77,309,046**	**$74,763,652**	**$34,107,657**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$465,564,903**
EXTRACCIÓN																								
Toneladas de mineral extraído			48,991	536,091	964,064	962,055	963,828	953,799	3,822,196	3,859,383	3,817,781	3,779,838		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	19,708,025
Costo promedio/ Tonelada de mineral (incluye residuos)	**$3.30**				$ 2.90	$ 2.91	$ 2.90	$ 2.94	$ 3.32	$ 3.64	$ 3.64	$ 2.96												
Costo total de extracción					**$2,799,521**	**$2,799,521**	**$2,799,521**	**$2,799,521**	**$12,699,433**	**$14,033,404**	**$13,914,324**	**$11,204,760**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$63,050,004**
PROCESAMIENTO																								
M.O. de proceso				$551,593	$551,593	$549,367	$547,762	$550,935	$2,195,377	$2,191,519	$2,198,047	$2,220,354	$655,371	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$12,211,917
Procesamiento			$111,543	$1,425,813	$2,743,131	$2,732,060	$2,724,082	$2,739,859	$10,917,754	$10,898,563	$11,229,136	$11,343,097	$5,735,340	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$62,600,378
Laboratorio (M.O. + Costo lab)			$9,911	$160,546	$243,742	$242,758	$242,049	$243,451	$970,109	$968,403	$971,288	$981,145	$289,600	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$5,323,002
Servicio y apoyo			$9,421	$120,431	$366,183	$364,705	$363,640	$365,746	$922,164	$920,543	$1,341,440	$1,457,037	$403,232	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$6,634,540
Costo total de proceso	**$4.40**		**$130,875**	**$2,258,382**	**$3,904,648**	**$3,888,889**	**$3,877,533**	**$3,899,990**	**$15,005,404**	**$14,979,028**	**$15,739,911**	**$16,001,634**	**$7,083,542**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$86,769,836**
GENERAL Y ADMINISTRACIÓN																								
M.O.				$333,980	$333,980	$332,632	$331,660	$333,581	$1,329,262	$1,326,925	$1,330,878	$1,344,385	$396,815	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$7,394,097
Costos G&A				$491,191	$491,191	$489,209	$487,780	$490,605	$1,954,975	$1,951,539	$1,957,352	$1,977,217	$583,605	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$0	$10,874,663
Total de costos G&A	**$0.93**		**$0**	**$825,171**	**$825,171**	**$821,840**	**$819,441**	**$824,186**	**$3,284,237**	**$3,278,464**	**$3,288,230**	**$3,321,601**	**$980,420**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$18,268,760**
MONITOREO/ RECUPERACIÓN/ CLAUSURA								**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$62,500**	**$47,500**	**$47,500**	**$47,500**	**$47,500**	**$27,000**	**$27,000**	**$27,000**	**$0**	**$0**	**$333,500**
Otros impuestos			**($30,642)**	**($152,651)**	**($415,112)**	**($414,047)**	**($413,279)**	**($414,797)**	**($1,696,292)**	**($1,765,544)**	**($1,813,556)**	**($1,676,083)**	**($565,999)**											**($9,358,002)**
TRANSPORTE/ ASEGURANZA/ REFINACIÓN			**$0**	**($16,151)**	**($159,044)**	**($279,995)**	**($300,656)**	**($216,779)**	**($844,933)**	**($763,406)**	**($771,660)**	**($769,027)**	**($278,323)**	**$0**	**$0**	**$0**								**($4,399,973)**
INGRESO NETO			**($161,518)**	**($1,383,255)**	**$5,764,706**	**$25,617,202**	**$28,738,037**	**$16,091,385**	**$57,707,986**	**$42,572,500**	**$41,781,364**	**$41,790,546**	**$25,199,374**	**($62,500)**	**($47,500)**	**($47,500)**	**($47,500)**	**($47,500)**	**($27,000)**	**($27,000)**	**($27,000)**	**$0**	**$0**	**$283,384,828**
GASTOS DE CAPITAL																								
Extracción																								
Equipo móvil				$10,134,126				$1,153,500	$576,750	$0	$0	$0	$0	$0										$11,864,376
Caminos de acarreo				$500,000																				$500,000
Equipo de oficina				$60,000																				$60,000
Comunicación				$50,000																				$50,000
Topografía				$50,000																				$50,000
Misceláneos				$132,000				$256,834	$197,717	$138,600	$138,600	$0	$0	$0										$863,751
																								$0
																								$0
																								$0
Flete				$506,706																				$506,706
Contingencia				$571,642																				$571,642
Pre-separación capitalizada				$4,176,984																				$4,176,984
Impuestos				$985,000				$98,723	$54,213	$9,702	$9,702													$1,157,340
Costo total de capital por extracción			**$0**	**$17,166,458**	**$0**	**$0**	**$0**	**$1,509,057**	**$828,680**	**$148,302**	**$148,302**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$19,800,799**
Proceso	0.257139793 0.742860207																							
Costo directo		$16,878,701	$48,761,475					$7,643,039	$0	$519,789	$0	$1,743,563	$0	$2,358,081	$2,358,081	$5,331,105								$85,593,832
Refacciones			$1,549,595																					$1,549,595
Contingencia		$2,784,610	$8,044,557																					$10,829,167
Costos indirectos		$1,699,074	$4,908,514																					$6,607,588
Llenados iniciales			$1,163,664																					$1,163,664
EPCM		$2,531,805	$7,314,221																					$9,846,026
Costos del propietario		$1,105,835	$3,194,685																					$4,300,520
Capital de trabajo																								$0
WRD								$147,170	$163,230	$118,200	$186,420	$186,420	$90,960	$0	$0	$0								$892,400
																								$0
Costo total de capital del proceso e infraestructura		**$25,000,025**	**$74,936,712**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$7,790,209**	**$163,230**	**$637,989**	**$186,420**	**$1,929,983**	**$90,960**	**$2,358,081**	**$2,358,081**	**$5,331,105**	**$0**	**$0**	**$0**					**$120,782,793**
COSTO TOTAL DE CAPITAL		**$25,000,025**	**$92,103,170**	**$0**	**$0**	**$0**	**$0**	**$9,299,266**	**$991,910**	**$786,291**	**$334,722**	**$1,929,983**	**$90,960**	**$2,358,081**	**$2,358,081**	**$5,331,105**	**$0**	**$0**	**$0**					**$140,583,592**
Valor de rescate					$491,753									$1,803,656		$3,920,261								$6,215,671
Crédito de línea eléctrica					$102,816	$102,816	$102,816	$102,816	$411,262	$411,262	$411,262	$411,262												$2,056,312
Capital de trabajo, crédito de inventario inicial @ 80%													$930,931											$930,931
Devolución de impuesto IVA																								$0
Flujo de caja después de impuestos, US $		**($25,000,025)**	**($92,264,688)**	**($1,383,255)**	**$6,359,275**	**$25,720,018**	**$28,840,853**	**$6,894,935**	**$57,127,339**	**$42,197,472**	**$41,857,904**	**$40,271,826**	**$26,039,345**	**($616,924)**	**($2,405,581)**	**($1,458,344)**	**($47,500)**	**($47,500)**	**($27,000)**	**($27,000)**	**($27,000)**	**$0**	**$0**	**$152,004,149**
Flujo de caja acumulativo después de impuestos		**($25,000,025)**	**($117,264,713)**	**($118,647,968)**	**($112,288,693)**	**($86,568,675)**	**($57,727,822)**	**($50,832,887)**	**$6,294,451**	**$48,491,923**	**$90,349,827**	**$130,621,654**	**$156,660,999**	**$156,044,074**	**$153,638,493**	**$152,180,149**	**$152,132,649**	**$152,085,149**	**$152,058,149**	**$152,031,149**	**$152,004,149**	**$152,004,149**	**$152,004,149**	

		Preproducción	Año-1	Año-1	Año 1	Año 1	Año 1	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12	Año 13	Año 14	Año 15	Año 16	Total
			Q3	Q4	Q1	Q2	Q3	Q4																
								1	2	3	4	5	6	7	8	9								
													30											
Capital para depreciación (vida de la mina, todo menos edificios, llenados iniciales)		$24,577,225																						
			$89,718,065																					
								$9,299,266																
									$991,910															
										$786,291														
											$334,722													
												$1,929,983												
Capital para depreciación (30 años, edificios)		$422,800																						
			$1,221,441																					
						0.19	0.27	0.27	0.27															
Ingreso neto antes de impuestos			($130,875)	($1,230,605)	$6,935,462	$30,736,352	$34,896,442	$18,036,264	$66,798,536	$49,135,080	$50,140,128	$52,026,142	$32,063,475											$24,577,225
Depreciación (-2)	6 años de vida				$1,347,103	$1,891,654	$1,891,654	$1,891,654	$5,851,720	$4,681,376	$3,511,032	$2,340,688	$1,170,344											$89,718,065
Depreciación (-1)	6 años de vida				$4,917,541	$6,905,397	$6,905,397	$6,905,397	$21,361,444	$17,089,155	$12,816,866	$8,544,578	$4,272,289											$9,299,266
Depreciación (1)	6 años de vida								$3,099,755	$2,479,804	$1,859,853	$1,239,902	$619,951											$991,910
Depreciación (2)	6 años de vida									$396,764	$297,573	$198,382	$99,191											$786,291
Depreciación (3)	6 años de vida										$393,145	$262,097	$131,048											
Depreciación (4)	6 años de vida											$167,361	$111,574											
Depreciación (5)	6 años de vida												$964,991											
													$150,026											
Depreciación (-2)	30 años de vida				$6,819	$6,819	$6,819	$6,819	$26,368	$25,459	$24,550	$23,640	$22,731											$433,415
Depreciación (-1)	30 años de vida				$19,701	$19,701	$19,701	$19,701	$76,176	$73,549	$70,922	$68,296	$65,669										$	40,400,000
Exploración						$ 3,247,127	$ 3,247,127	$ 3,247,127	$ 7,804,926	$ 6,498,089	$ 6,630,407	$ 6,588,198	$ 3,137,000											
Pérdidas de impuestos		$ -	$ -	$ -	$ -	$ 256,503	$ 256,503	$ 256,503	$ 646,165	$ 347,788	$ -	$ -	$ -											
Ingreso gravable			($130,875)	($1,230,605)	$644,298	$18,409,152	$22,569,241	$5,709,064	$27,931,981	$17,543,095	$24,535,779	$32,593,001	$21,468,687											
Impuestos anuales extra/ otros	Impuesto municipal	$ 20,850	$ 5,213	$ 5,213	$ 5,213	$ 5,213	$ 5,213	$ 5,213	$ 20,850	$ 20,850	$ 20,850	$ 20,850	$ 20,850											
	patentes	$ 60,000	$ 15,000	$ 15,000	$ 15,000	$ 15,000	$ 15,000	$ 15,000	$ 60,000	$ 60,000	$ 60,000	$ 60,000	$ 60,000											
	Tasa Unica	$ 300	$ 75	$ 75	$ 75	$ 75	$ 75	$ 75	$ 300	$ 300	$ 300	$ 300	$ 300											
7%	Impuesto, Opex del proceso		$ 10,355	$ 132,363	$ 264,068	$ 263,002	$ 262,234	$ 263,753	$ 1,013,532	$ 1,011,751	$ 1,064,903	$ 1,082,849	$ 484,849											
7%	Impuesto, Opex de la mina		$ -	$ -	$ 130,757	$ 130,757	$ 130,757	$ 130,757	$ 601,610	$ 672,643	$ 667,503	$ 512,084	$ -											
	Total	$ 81,150	$ 30,642	$ 152,651	$ 415,112	$ 414,047	$ 413,279	$ 414,797	$ 1,696,292	$ 1,765,544	$ 1,813,556	$ 1,676,083	$ 565,999											
Pérdidas de impuestos	2012 $ 616,716																							
	2013 $ 1,491,884																							
	2014 $ 1,738,941																							
Crédito	$ 3,847,541					$ 256,503	$ 256,503	$ 256,503	$ 646,165	$ 347,788														
Costo deferido de exploración	$ 40,400,000		$ -	$ -	$ -	$ 3,247,127	$ 3,247,127	$ 3,247,127	$ 7,804,926	$ 6,498,089	$ 6,630,407	$ 6,588,198	$ 3,137,000	$ 40,400,000										
Onzas producidas %	100.00%					8.0%	8.0%	8.0%	19%	16%	16%	16%	8%											

$109,781,700	
IRR después de impuestos	33.7%
Años operativos para recuperación (tasa de descuento del 5%)	2.2
NPV después de impuestos del flujo de caja del proyecto	
Tasa de descuento al 0%	$152,004,100
Tasa de descuento al 5%	$109,781,700
Tasa de descuento al 10%	$77,814,800
Tasa de descuento al 15%	$53,267,600

0.335990033

Valor presente neto después de impuestos	
Tasa de descuento	**NPV**
0.0%	$152,004,100
5.0%	$109,781,700
7.5%	$92,718,300
10.0%	$77,814,800
15.0%	$53,267,600
25.0%	$19,156,500

Año	-2	-1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Flujo de caja anualizado	($25,000,025)	($93,647,943)	$67,815,081	$57,127,339	$42,197,472	$41,857,904	$40,271,826	$26,039,345	($616,924)	($2,405,581)	($1,458,344)	($47,500)	($47,500)	($27,000)	($27,000)	($27,000)	$0	$0
NPV en prospectiva	($25,000,025)	($114,188,500)	($52,678,300)	($3,329,500)	$31,386,400	$64,183,200	$94,234,700	$112,740,300	$112,322,800									

22.5 Análisis de sensibilidad

Se preparó un análisis de sensibilidad de la economía del proyecto a los parámetros claves, incluyendo precio del oro, costo de capital total (incluyendo la remediación, cierre y rescate) y costo de operación en efectivo promedio por onza de oro. El análisis de sensibilidad después de impuestos se presenta en la Tabla 22-5, y de manera gráfica en las figuras 22-1, 22-2, 22-3 y 22-4. Los indicadores económicos elegidos para la evaluación de sensibilidad son la tasa interna de retorno (TIR) y VPN a tasas de descuento de 0, 5, 10 y 15%.

El análisis de sensibilidad indica que el proyecto es más sensible a los ingresos (precio del oro, ley del mineral y recuperación), seguido por cualquiera de los costos, de capital o de operación dependiendo de la tasa de descuento.

Tabla 22-5 Análisis de sensibilidad (Después de impuestos)

			NPV (en USD 1,000's)			
	Variación	**IRR**	**0%**	**5%**	**10%**	**15%**
Precio oro						
	$1,275	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
85%	$1,084	22.2%	94,439	62,334	38,122	19,623
90%	$1,148	26.2%	113,681	78,199	51,397	30,878
100%	$1,275	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
110%	$1,403	40.7%	190,138	141,193	104,076	75,514
115%	$1,466	44.2%	209,205	156,899	117,207	86,637
Costo de capital						
	$117,103	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
85%	$99,538	42.1%	168,238	125,354	92,871	67,891
90%	$105,393	39.0%	162,827	120,163	87,852	63,017
100%	$117,103	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
110%	$128,814	29.1%	141,181	99,400	67,778	43,519
115%	$134,669	27.1%	135,690	94,137	62,693	38,584
Costo operativo						
	$168,089	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
85%	$142,875	37.2%	171,035	125,420	90,854	64,282
90%	$151,280	36.0%	164,691	120,207	86,507	60,610
100%	$168,089	33.7%	152,004	109,782	77,815	53,268
110%	$184,897	31.3%	139,290	99,332	69,100	45,904
115%	$193,302	30.0%	132,852	94,034	64,676	42,162

Figura 22-1 IRR después de impuestos vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación

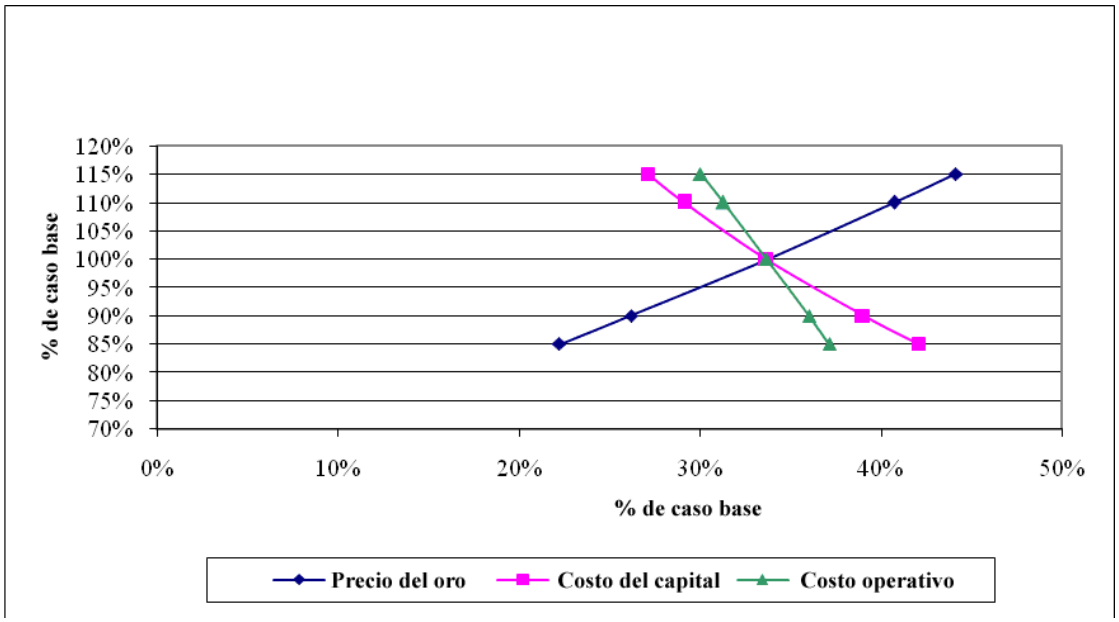


Figura 22-2 NPV @ 0% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación

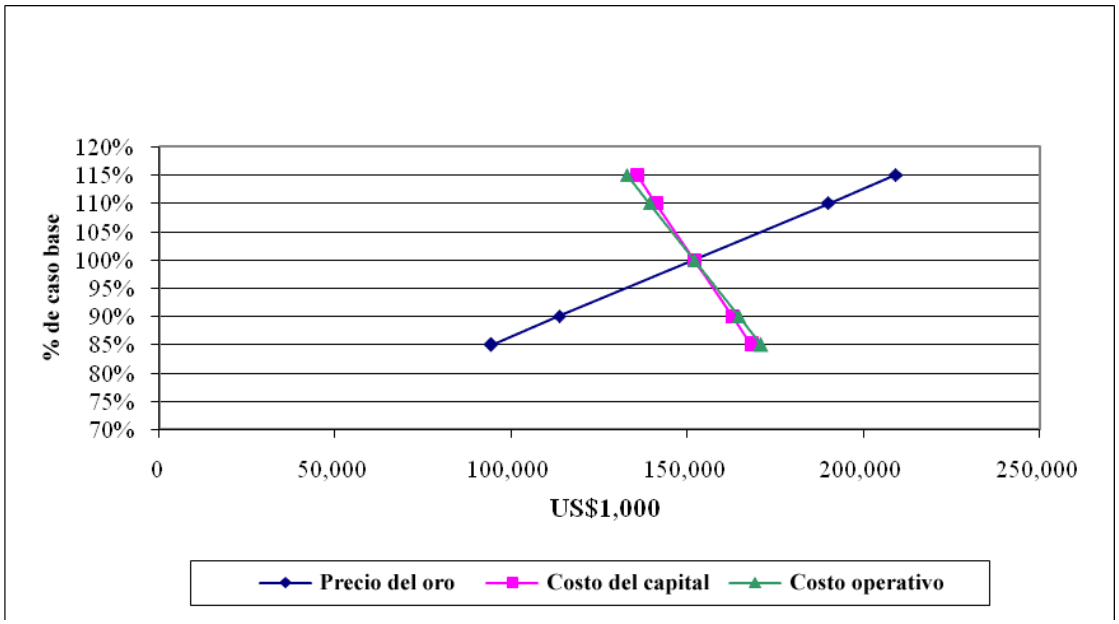


Figura 22-3 NPV @ 5% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación

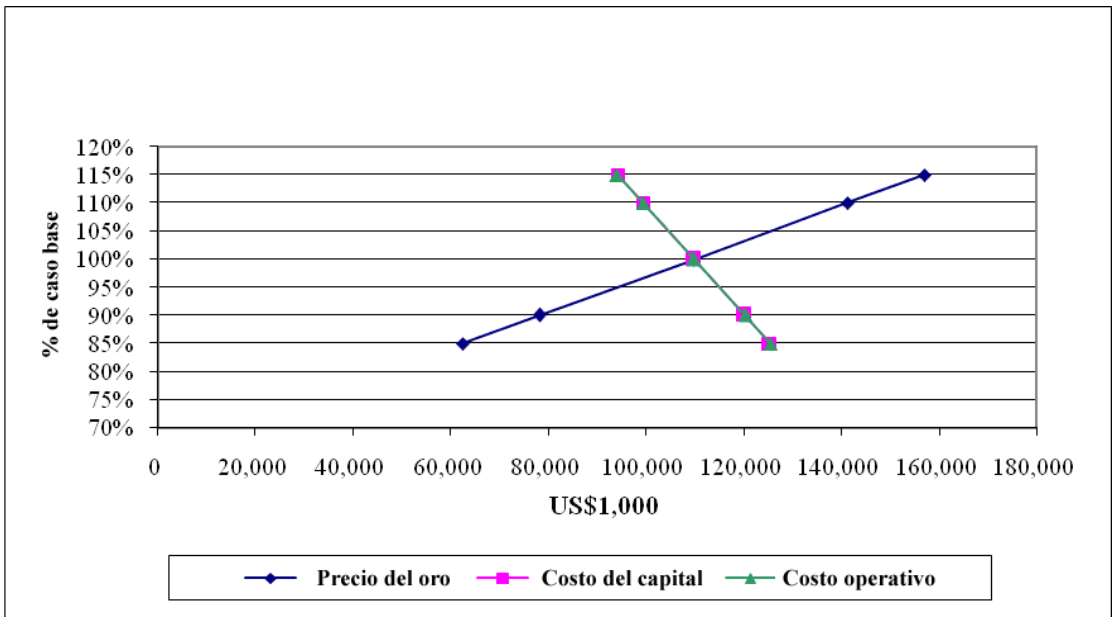
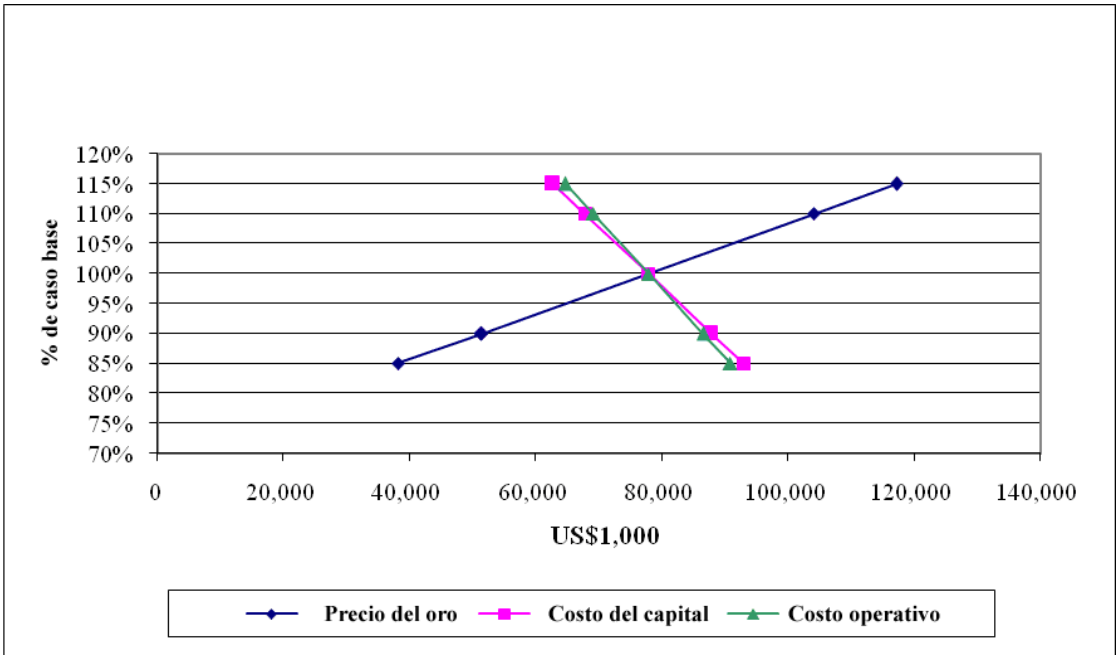


Figura 22-4 NPV @ 10% vs. precio del oro, costo de capital, y costo efectivo de operación



Propiedades Adyacentes

Actualmente no hay propiedades adyacentes en el Proyecto Cerro Quema de Pershimco.

24 Otros datos e información relevante

24.1 Diseño geotécnico

Se realizaron análisis de ingeniería geotécnica para el diseño de los tajos La Pava y Quema Quemita (Anexo IV-B), para la Plantilla de Lixiviación en Montones Maricela (Apéndice V-E), y para el Vertedero de Tepetate Chontal Superior (Apéndice V-E). Los análisis incluyeron estabilidad de taludes y asentamiento de cimentaciones de la plantilla de lixiviación. Las siguientes secciones presentan un resumen de cada análisis.

24.1.1 Análisis de estabilidad de taludes del tajo

Los análisis de estabilidad de taludes se realizaron para las minas a tajo abierto La Pava y Quema Quemita para apoyar las recomendaciones del diseño de taludes. En el Anexo IV-B se presenta una discusión detallada de los análisis de estabilidad de taludes en tajos para la Pava y Quema Quemita. Se realizaron los siguientes análisis:

- Análisis cinemático para evaluar el potencial de desarrollo de falla de banco y de cizalla plana inter-rampa y falla de cuña en roca.
- Análisis del límite de equilibrio para evaluar el potencial de desarrollo de inestabilidad de la pendiente en taludes generales debido a la sobrecarga del lecho rocoso.

Se recolectó y se resumió las orientaciones de las fallas, y se midieron las estructuras de roca y se caracterizaron durante un reconocimiento del sitio para apoyar los análisis cinemáticos. Los resultados indican que las fallas de cuña y cizalla no son susceptibles a formación sobre grandes porciones de los taludes del tajo.

Se realizaron el registro de núcleos geotécnico, pruebas de índice de campo y ensayos de laboratorio enfocados para desarrollar un modelo de las propiedades de las unidades geológicas que componen los taludes. Los análisis de estabilidad de equilibrio límite incluyeron tipos de falla circulares para dos condiciones de aguas subterráneas. Los resultados indican que taludes del tajo son estables para la configuración de la pendiente recomendada.

24.1.2 Análisis geotécnico de instalaciones de lixiviación en montones

Se realizó un análisis de estabilidad de taludes en las Instalaciones de Lixiviación en Montones Maricela (HLF) para proporcionar los criterios mínimos de diseño para el diseño civil de las HLF. En el Apéndice V-E se presenta una discusión detallada de los análisis de estabilidad de taludes de las Instalaciones de Lixiviación en Montones Maricela (HLF). Se realizaron las siguientes tareas:

- Propiedades desarrolladas de los materiales geotécnicos del mineral de lixiviación en montones, de los componentes del sistema de revestimiento, y de los materiales de cimentación para la estabilidad de taludes y análisis de asentamiento de la cimentación basado en los resultados actuales y anteriores de pruebas de laboratorio.

- Se realizaron análisis de estabilidad de taludes de equilibrio límite para evaluar las inestabilidades potenciales a lo largo del revestimiento de las Instalaciones de Lixiviación en Montones y a través del Vertedero de Tepetate (WRD), tanto en condiciones estáticas y como en condiciones sísmicas.

Para este estudio se desarrollaron programas integrales de pruebas de laboratorio geotécnico para diseños de instalaciones anteriores (Knight Piésold, 1996 y Tetra Tech, 2009) y pruebas de laboratorio adicionales (Golder, 2013). Las pruebas incluyeron clasificación, resistencia al corte, corte directo de la interfaz de revestimiento, y permeabilidad de la pared flexible.

Los análisis de estabilidad de las Instalaciones de Lixiviación en Montones (HLF) incluyeron la evaluación de fallas potenciales del tipo bloque (no circular), circular poco profundo, y circular profundo para ambas condiciones de carga estáticas y sísmicas. Los resultados indican que la HLF es geotécnicamente estable bajo condiciones de carga estáticas y sísmicas.

24.1.3 Análisis geotécnico del vertedero de pila de material estéril

Se realizó un análisis de estabilidad de taludes se realizó en el vertedero de material estéril en quebrada Chontal (WRD) para proporcionar criterios mínimos de diseño para el diseño civil del WRD. En el Apéndice V-E se presenta una discusión detallada de los análisis de estabilidad de taludes del vertedero de material estéril Chontal (WRD). Se realizaron las siguientes tareas:

- Propiedades desarrolladas de los materiales geotécnicos de material estéril y materiales de cimentación para el análisis de estabilidad de taludes basado en los resultados actuales y anteriores de pruebas de laboratorio.
- Se realizaron análisis de estabilidad de taludes de equilibrio límite para evaluar las inestabilidades potenciales a través del vertedero de material estéril (WRD), tanto en condiciones estáticas y como en condiciones sísmicas.

Se desarrollaron programas de pruebas de laboratorio geotécnico para diseños de instalaciones anteriores (Knight Piésold, 1996 y Tetra Tech, 2009) para caracterizar las características del suelo de cimentación.

Los análisis de estabilidad del WRD incluyeron la evaluación de fallas potenciales del tipo bloque (no circular), circular poco profundo, y circular profundo para ambas condiciones de carga estáticas y sísmicas. Los resultados indican que el vertedero de material estéril (WRD) es geotécnicamente estable bajo condiciones de carga estáticas y sísmicas.

24.2 Hidrología

Se realizó un análisis hidrológico para la Plantilla de Lixiviación en Montones Maricela (HLF), y para el vertedero de material estéril Chontal Superior (WRD) para estimar los escurrimientos de aguas superficiales generados por un evento de tormenta de 24 horas, y tiempo de recurrencia de 25 años, cayendo en las zonas de captación pendiente arriba de la HLF y el WRD. Se diseñaron canales permanentes de desvío de aguas pluviales para ambas instalaciones para capturar y transportar adecuadamente los escurrimientos.

Un canal en forma de U revestido de concreto y adyacente al camino de acceso perimetral al norte de la HLF transportará los escurrimientos al este de la HLF y desembocará los flujos capturados en el desagüe sin nombre al este de Quebrada Maricela.

Un canal trapezoidal revestido de tierra ubicado pendiente arriba del WRD en la Cuenca Chontal desviará los escurrimientos de aguas pluviales alrededor del WRD y desembocará tanto Quebrada-Chontal y en Quebrada-Seca.

Salidas de los canales de desvío de aguas pluviales alrededor de la Plantilla de Lixiviación en Montones (HLF), y del vertedero de material estéril (WRD) desembocarán los flujos capturados a través de una plataforma de salida de escollera cementada.

Una nueva estructura de control de sedimentos se ubicará aguas abajo de los estanques del proceso HLF, en Quebrada Maricela, para capturar y controlar los sedimentos transportados generados por las mejoras construidas en pendiente ascendente.

La estructura de control de sedimentos existente ubicada en Quebrada Chontal cerca de su confluencia con el Río Quema será utilizada para capturar y controlar los sedimentos transportados generados por las mejoras construidas en pendiente ascendente para el vertedero de material estéril (WRD) y plantilla del proceso/triturado.

Una nueva estructura de control de sedimentos se ubicará en la parte baja de Quebrada Las Brujas para capturar y controlar los sedimentos transportados generados por las mejoras al camino de acarreo que va al Tajo Quema-Quemita.

24.3 Hidrogeología

No se han desarrollado pozos de observación o piezómetros en los Tajos La Pava y Quema-Quemita, ni en las áreas HLF, o WRD para indicar la elevación del nivel freático local. Varios pozos de monitoreo y rebombeo se encuentran a lo largo de Quebrada Chontal. Se recolectaron mensualmente lecturas del nivel del agua subterránea entre los años 2008 y 2012. Varios de pozos están abandonados debido a mejoras en el sitio a lo largo de Quebrada Chontal incluyendo la construcción de la estructura de control de sedimentos Chontal y un camino de acceso para vehículos ligeros. Estos pozos se encuentran dentro o adyacentes a Quebrada Chontal. Los niveles medidos de agua subterránea podrían no ser representativos de la zona circundante pendiente arriba del drenaje natural. Con base en la revisión de los datos disponibles de estos pozos, los niveles de agua subterránea varían entre 0.25 metros por debajo de la superficie del suelo en el Pozo No. 10 Sur y 18 metros por debajo de la superficie del suelo en el Pozo No. 5.

Las observaciones indican fluctuaciones estacionales limitadas en los niveles de agua en las cercanías del drenaje de Quebrada Chontal.

24.4 Implementación del proyecto

El cronograma del proyecto está planeado para coincidir con los permisos y la temporada seca en Panamá.

En la siguiente tabla se resumen los principales hitos del proyecto y se muestran como un diagrama de Gantt en el Apéndice III.

TABLA 24-1 PRINCIPALES HITOS DEL PROYECTO

Hito	Inicio	Terminación
Estudio de impacto ambiental y social (ESIA)	1 de Marzo, 2014	31 de Octubre, 2014
Permisos ANAM – ESIA	1 de Octubre, 2014	30 de Septiembre, 2015
Ingeniería de Detalle	1 de Enero, 2015	30 de Septiembre, 2015
Construcción	1 de Octubre, 2015	1 de Diciembre, 2016
Puesta en Marcha de la Mina	1 de Septiembre, 2016	30 de Septiembre 30, 2016
Apilar Mineral en la Plantilla	1 de Octubre, 2016	
Puesta en Marcha del Proceso	1 de Octubre, 2016	31 de Diciembre, 2016
Primer Vertido		31 de Diciembre, 2016

Pershimco planea comenzar la trituración y apilamiento de mineral en el cuarto trimestre del 2016. El minado y la trituración aumentarán durante el trimestre. La lixiviación iniciará a mediados de noviembre del 2016 con el objetivo de verter el primer doré el 31 de diciembre 2016.

24.5 Oportunidades y riesgos

24.5.1 Aumento de los recursos minerales, conversión de los recursos minerales, mineralización de sulfuros

24.5.1.1 Oportunidad

24.5.1.1.1 Aumento de los recursos minerales

Existen pocas posibilidades de aumentar significativamente la cantidad de material de mineral de óxido en el tajo La Pava, sin embargo hay cierto potencial de adiciones incrementales de mineral de óxido en los tajos Quema-Quemita.

Existe un potencial considerable de encontrar zonas adicionales de mineralización de óxidos de oro a lo largo del rumbo de la alteración que aloja los depósitos La Pava, Quemita-Quema y La Mesita.

Si se puede definir material de óxido adicional en Quema/Quemita, la producción minera probablemente permanecerá en las 10.000 tpd, alargando así la vida de la mina.

24.5.1.1.2 Material sulfídico

Se han estimado recursos de sulfuros por debajo de las zonas de óxido en La Pava y Quema/Quemita (Tabla 14.7 Resumen de los Recursos Minerales en el Tajo Cerro Quema).

Los datos de la Tabla 14.7 muestra que esta mineralización fue estimada para incluir Recursos Medidos e Indicados de 8.467 millones de toneladas con una ley de 0.36 g/t de Au y 0.36% de Cu (0.98 g/t Au-eq) en La Pava y Recursos Medidos e Indicados de 2.539 millones de toneladas con una ley de 0.49 g/t de Au y 0.15% de Cu (0.73 g/t Au-eq) en Quema/Quemita.

El material sulfídico representa una oportunidad significativa para una operación minera futura de oro-cobre y un concentrador.

24.5.1.1.3 Planificación de la explotación minera, relleno del tajo y contratación de explotación minera

En las etapas más avanzadas de la ingeniería, se pueden actualizar los diseños y el plan de mina. La adición de más información geotécnica podría requerir modificaciones en el diseño del tajo. El ángulo final de la pendiente podría ser más pronunciado o menos profundo que el utilizado en este Estudio de Pre-Factibilidad pero probablemente esto tendría un impacto limitado en el plan de mina.

Cualquier rediseño del tajo requeriría un nuevo calendario de producción a desarrollar. Una revisión más detallada del calendario posiblemente podría mejorar la cantidad de relleno posible. El relleno tiene la ventaja de trayectos cortos de acarreo, lo que mejoraría la productividad del equipo y reducción de costos.

El Estudio de Pre-Factibilidad examinó tanto la Contratación de Explotación Minera como la Minería Operada por el Propietario. Los aspectos económicos de la flota minera Operada por el Propietario parece ser la opción preferida.

En la siguiente etapa de ingeniería sería prudente proporcionar al contratista minero un documento más detallado del alcance del trabajo minero para que pueda realizar un presupuesto de gastos más preciso. Esto podría afectar la decisión con respecto a la contratación de explotación minera e impactar los costos finales.

Se debe realizar un estudio adicional para los tipos óptimos de los equipo para minería necesarios para las condiciones del sitio. Las actividades de construcción del sitio podrían requerir una flota de equipos que sea inferior al óptimo de lo necesario para la producción minera comercial. Por lo tanto un examen más detallado de la relación entre la construcción y la producción, sobre todo si el mismo contratista se utiliza para la construcción y para el minado.

Las distancias de acarreo de los residuos al vertedero Chontal pueden ser de hasta 4 km desde el tajo Quema. Si es posible, se debe realizar un estudio adicional para buscar sitios de descarga de desechos cercanos al tajo Quema. La misma observación se aplica a la operación del tajo La Pava, a pesar de que las distancias al vertedero Chontal no son tan grandes a partir de ahí.

24.5.1.1.4 Análisis geotécnico del tajo

Se realizó un análisis de estabilidad de taludes en el vertedero de material estéril Chontal Superior (WRD) para proporcionar los criterios mínimos de diseño para el diseño civil del WRD. En el Apéndice V-E se presenta una discusión detallada del análisis de estabilidad de taludes en el vertedero de material estéril Chontal Superior. Se realizaron las tareas siguientes:

- Zonas de intensa alteración de arcilla sin silicificación que resultarían en masa rocosa consistente de suelo arcilloso de rígido a duro
- Estructuras principales que formarían grandes fallas de corte y de cuña.
- Zonas de uniones de buzamiento persistente de bajo a moderado que resultan en fallas de banco sobre una porción significativa del tajo.

El impacto de estos riesgos en la economía de la mina está al menos parcialmente mitigado, ya que los estudios preliminares indican que los aspectos económicos del proyecto no son sensibles ángulo de la pendiente del tajo. Además, se hicieron recomendaciones conservadoras respecto al ángulo de la pendiente entre-rampas, por lo que se prevé la pérdida ocasional de bancos de captación.

Las oportunidades para lograr pendientes del tajo más empinadas requieren:

• Encontrar zonas consistentes de masa rocosa menos fracturada en los taludes donde sea posible formar pendientes empinadas (de 70 grados o más) en las caras de los bancos usando voladura controlada.
• La capacidad de tener triple banqueo (dejando un banco de captación cada 15 m)

En roca menos fracturada, puede ser posibles pendientes más empinadas a 45 grados, y si es posible triple banqueo, podrían ser posibles pendientes más pronunciadas inter-rampas a 49 grados. Se requerirán prácticas de minería de alta calidad, en particular se requerirá voladura para lograr cualquiera de estas oportunidades.

24.5.2 Metalurgia y procesamiento

24.5.2.1 Oportunidad

24.5.2.1.1 Recuperación de oro

La recuperación de oro de las pruebas de laboratorio (ensayes de columna y rodillos con botella) mostraron una recuperación promedio de alrededor del 92% para Quema/Quemita y La Pava, *respectivamente*. La recuperación promedio utilizada en este reporte es del 85.8%; la diferencia es el descuento que KCA recomienda para la operación real en comparación con el trabajo de laboratorio ideal. La recuperación real en campo podría ser más alta y el monto descontado podría ser menor que el asumido.

24.5.2.1.2 Plata

Hay plata presente en la mena de La Pava y Quema/Quemita. La recuperación en campo de plata se estima en 12%, basado en los ensayes que se podrían obtener a partir de datos de las pruebas metalúrgicas.

Actualmente se estima el inventario de mineralización de plata en Cerro Quema en:

TABLA 24-2 CONTENIDO ESTIMADO DE PLATA

	Onzas contenidas	Onzas recuperables
La Pava	1,112,094	133,451
Quema/Quemita	499,623	59,955
La Mesita	4,974	597
Total	1,616,691	194,003

Se debe notar lo siguiente:

- Los valores de plata anteriores son un derivado de la ley mínima de corte del oro; no se utilizó la ley mínima de corte de la plata independiente.
- Los valores de plata anteriores no cumplen con los estándares de un recurso.
- Los valores de plata anteriores no cumplen con NI 43-101 y no se puede depender de ellos.

Usando un precio para la plata de $14 dólares por onza, la plata representa una fuente potencial de ingresos de $ 2.7 millones de dólares.

24.5.2.1.3 Cal

Una cantera abandonada de piedra caliza se encuentra dentro de 15 kilómetros del sitio de la mina, a lo largo de la carretera a Tonosi. La calidad de la piedra caliza de esta cantera no es lo suficientemente alta como para ser comercialmente viable. Pershimco evaluará la posibilidad de utilizar esta y otra fuente local de cal en Cerro Quema, en lugar de usar cal comercial.

24.5.2.2 Riesgo

24.5.2.2.1 Cal

Los gastos de operación suponen que usaremos cal en guijarros para control del pH. La cal en guijarros se añadirá a una tasa de dosificación de 1.6 kg/t y a un costo de $0.515/t. Se asume la utilización de cal en guijarros porque:

- El plan de mina permite que el material de arcilla sea apilado y puesto en campaña durante el año seis.
- El personal de geología de Pershimco confía en que el material de sílice para ser explotado es consistente con las muestras de roca tomadas en el sitio que no requieren de aglomeración.

Se utilizará un alimentador de cemento de emergencia para proporcionar cemento, además de la cal, si se alimenta arcilla a la trituradora de una manera no planificada. Si persisten los problemas de minado, entonces se podrá ordenar cemento para el llenado el silo.

Se estima que el cemento (a granel) costará $ 0.243 por kg entregado. El material de arcilla requerirá 10 kg de cemento/t de mineral o $ 2.425 por tonelada triturada. Esto aumentará el costo de operación en $1.910/t.

24.5.2.2.2 Arcilla

Durante una visita al sitio se observó el testigo de Cerro Quema. Se encontró que el material se presenta de la siguiente forma:

- Arcilla, normalmente cerca de la superficie.
- Finos de sílice, a intervalos más profundos en los agujeros, menos común que roca entera o grava.
- Grava, por debajo de la arcilla y en intervalos más profundos en los agujeros.
- La roca entera se rompe fácilmente con la mano, los intervalos de roca estaban separados por intervalos de grava y ocasionalmente de sílice.

Como ya se dijo:

- El plan de mina permite que el material de arcilla sea apilado y puesto en campaña durante el año seis.

- El personal de geología de Pershimco confía en que el material de sílice para ser explotado es consistente con las muestras de roca tomadas en el sitio que no requieren de aglomeración.

La instalación de un tambor de aglomeración no está prevista hasta el año cinco. Si el material requiere de aglomeración, la única alternativa será la de depender en la aglomeración en banda transportadora hasta que se compre e instale un tambor.

KCA estima que la compra, transporte e instalación de un nuevo tambor de aglomeración podrían requerir 32 a 35 semanas de la siguiente manera:

Revisión del diagrama	3 a 4 semanas
Fabricación	24 a 26 semanas
Envío	4 semanas
Instalación	1 semana

Cualquier material de arcilla mal aglomerado procesado a la espera del barril podría ser un riesgo futuro para la permeabilidad de la lixiviación en montones.

24.5.2.2.3 Materiales sulfurados

Existe el riesgo de que material sulfídico sea extraído con óxido y lixiviado. El material sulfídico puede consumir grandes cantidades de cianuro y cemento. El laboratorio puede proporcionar ensayes de oro soluble en cianuro y azufre sulfuroso, y ser utilizados por los técnicos de control de mineral para marcar correctamente la mena, los desechos y el material sulfídico en los tajos.

Indicaciones visuales como el color de roca gris debería deben permitir a los operadores calificados de la trituradora y al capataz identificar material sulfurado en camiones de transporte y desviarlo a los montones de acopio en la trituradora.

24.5.2.2.4 Tamaño de la trituración

Se realizaron ensayes de columna en testigos solamente en materiales con un P_{80} de 25 mm o menos. Todos los ensayes más gruesos se realizaron en muestras de zanjas. Existe el riesgo de que los testigos de tamaños más gruesos que 25 mm se comporten de manera diferente que los materiales de la superficie. Esto será evaluado en futuros trabajos de pruebas.

Existe un riesgo adicional de que la trituradora planeada tenga un mal desempeño en el material de arcilla procesada en el año seis. El resultado será rendimiento reducido de la trituradora y el aumento de los costos operativos. Se planean trabajos de prueba para determinar si la arcilla se puede mezclar con el material de sílice sin consecuencias perjudiciales.

24.5.3 Diseño y operación de la plantilla de lixiviación en montones

24.5.3.1 Riesgo

24.5.3.1.1 Cobre soluble en cianuro

La presencia de cobre soluble en cianuro en la alimentación de lixiviación es una preocupación debido a la presencia de material sulfídico debajo del mineral de óxido. El cobre consumirá el cianuro y podría aparecer en el doré.

El ADR tiene dos métodos para compensar por este cobre:

- Adicionar cianuro al alimentador instalado al Carbono en Columna (CIC) antes de la puesta en marcha.
- Que se instale una tira de cianuro frío en caso de ser necesario.

Los dos métodos consumirán algo de cianuro adicional incrementando los costos operativos. La tira de cianuro frío requerirá una bomba de circulación y un tanque de mezclado adicional. El equipo podría ser barato (menos de US $15.000), si la necesidad de su uso es poco frecuente.

24.5.3.1.2 Acceso a la energía eléctrica

Este estudio asume toda la energía eléctrica será suministrada por la red de Distribuidora Eléctrica de Metro-Oeste (Edemet) en la subestación de Las Tablas, una comunidad que está aproximadamente a 31 km al sureste de Chitre a lo largo de la Carretera Nacional.

La energía será suministrada al sitio utilizando una línea de alta tensión 34.5 kV construida desde Las Tablas a Cerro Quema. Esta línea de alta tensión será financiada por el Proyecto Cerro Quema pero comprada por Edemet durante cinco años a través de créditos de energía eléctrica.

El costo de la construcción de la línea de alta tensión se estimó con base en información de SNC-Panamá. La línea de alta tensión seguirá los caminos existentes. Los costos asociados con el uso del derecho de vía para la línea de alta tensión no se entienden completamente. Pershimco espera que no haya problemas para construir esta línea de alta tensión porque beneficiará a las comunidades de los alrededores, así como al proyecto.

24.5.4 Manejo del agua

24.5.4.1 Riesgo

24.5.4.1.1 Año seco

Un año seco podría presentar problemas si no se reconoce de manera temprana. Si las pérdidas por evaporación no se minimizan de manera temprana, no habrá suficiente agua almacenada en el estanque de eventos para la estación seca.

Se necesitará agregar agua al proceso desde el pozo existente. Esto se añadirá a los costos de operación y reducirá la disponibilidad de agua para los usos de control de polvo.

24.5.4.1.2 Año lluvioso

Un año lluvioso podría presentar problemas si no se reconoce de manera temprana para que se puedan maximizar las estrategias de evaporación.

Un gran exceso en el volumen de agua requerirá una desintoxicación del agua a una velocidad más alta. Mientras que el equipo está dimensionado para una tasa de desintoxicación 300 m^3/h, el costo de operar la desintoxicación será más alto que los evaporadores en funcionamiento. Esto se añadirá a los costos de operación y consumirá mano de obra que podría ser utilizada para beneficio económico en otra parte.

24.5.5 Oposición social

No parece actualmente haya oposición social al proyecto. Un estudio de percepción local realizado para el proyecto indica que el agua (potable y para agricultura) es considerada el recurso natural más importante y la minería impacta negativamente al medio ambiente, especialmente en lo que respecta al agua. Hay falta de conocimiento en lo que respecta a los organismos responsables de la regulación de los proyectos mineros. Pershimco tendrá que involucrar de manera clara y directa a las comunidades locales durante el proceso del Estudio de Impacto Ambiental y Social (ESIA), y a lo largo de las operaciones mineras, para identificar sus intereses y preocupaciones, describir la protección del medio ambiente, las cuestiones de gestión social y la documentación; y demostrar cómo se tomaron en cuenta las cuestiones y preocupaciones planteadas durante el compromiso público y como influyeron en la toma de decisiones.

24.5.6 Adquisición de terrenos y reasentamiento

Pershimco deberá poseer o controlar cerca de 131 hectáreas de tierras adicionales para las instalaciones de lixiviación en montones y para el camino de acceso

Para instalaciones de lixiviación en montones se requerirán 94 hectáreas. El costo de adquisición de este terreno para instalaciones de lixiviación en montones se estima en $197,000 dólares.

El camino de acceso requerirá aproximadamente de 37 hectáreas de tierras en la forma de derecho de vía de unos 50 m de ancho. El costo de adquisición de las tierras para la carretera de acceso se estima en $78,000 dólares.

24.5.7 Situación política

Hay poco riesgo político por hacer negocios en Panamá. Panamá fue ocupado militarmente por los Estados Unidos en 1989 y fue derrocado su hombre fuerte, el militar Manuel Noriega. Desde entonces el país ha sido una democracia constitucional y actualmente no enfrenta amenazas hostiles, dentro o fuera del país.

24.5.8 Permisos

Se tiene una evaluación ambiental y los permisos para la operación continua de lixiviación en bateas propuesta anteriormente. Sin embargo, ya que el proyecto actual utilizará métodos de procesamiento de lixiviación en montones, la evaluación ambiental y los permisos para reflejar el nuevo diseño del proyecto deberán ser presentados y aprobados por el gobierno panameño. Se tendrá que comprometer una participación activa con los funcionarios del Gobierno, antes y durante la presentación y revisión de la evaluación ambiental y de las solicitudes de los permisos para reducir al mínimo los retrasos en el proceso de aprobación reglamentario.

Los datos geoquímicos indican que la mayoría de las muestras de tepetate potencial tienen un potencial de bajo a incierto para la generación de ácido; sin embargo, algunas muestras son potencialmente generadora de ácido. Los resultados de las pruebas de lixiviación de precipitación sintética indican que existe el potencial para aluminio, cobre, hierro y manganeso a lixiviar a concentraciones superiores a las indicadas para el agua potable de Panamá en algunas de las muestras de roca estéril. Además, se cree que existen bolsas de sulfuros (roca sin meteorización) en la zona de óxido del yacimiento mineral. Teniendo en cuenta la falta de información detallada sobre la descripción de la roca en la base de datos de los pozos de sondeo proporcionada, en este momento esta relación solamente es una especulación. Se deben tomar muestras adicionales en los pozos de sondeo para confirmar las características geoquímicas del tepetate; en particular el material asociado con los yacimientos minerales en Quemita-Quema. No han completado los trabajos de las pruebas cinéticas en muestras de roca estéril. La presencia del potencial de generación de ácido y/o lixiviación de metales del tepetate afectaría el diseño del vertedero de tepetate y el manejo del agua para las operaciones y el cierre.

Se tendrán que realizar estudios de referencia para apoyar la evaluación ambiental y la obtención de permisos futuros, incluyendo:

- Las condiciones de la calidad del agua de referencia de las aguas superficiales y las aguas subterráneas durante la estación seca y la húmeda. También se recogerán muestras de sedimentos en lugares seleccionados de aguas superficiales. Los datos de referencia de la calidad del agua y de los sedimentos requerirán de una cobertura suficiente como para cubrir la variación estacional, la cobertura espacial y los usuarios aguas arriba y aguas abajo dentro del área de influencia del Proyecto.

- Aunque se han realizado algunas mediciones del flujo de agua en seis arroyos durante el mes de enero de 2013 (Quebrada Las Mesitas, Quebrada Ceibal, Quebrada Quema, Río Quema, Quebrada Chontal y Quebrada La Pava). Los datos recogidos no toman en cuenta las variaciones estacionales, ni provee cobertura espacial suficiente como para caracterizar el área de influencia del Proyecto para el establecimiento de sistemas hidráulicos en los arroyos. En febrero de 2014 se completó un reconocimiento del sitio para caracterizar el régimen de flujo de agua superficial existente para el Proyecto. Durante esta visita al sitio se ubicaron estaciones adicionales de aguas superficiales para proporcionar datos de monitoreo complementarios para apoyar el Estudio de Impacto Ambiental y Social (ESIA).

- La estación meteorológica existente en el proyecto se actualizará para proporcionar datos específicos del lugar adecuados para la comparación con los datos de largo plazo de las estaciones meteorológicas del gobierno.

- No se han recopilado datos sobre la calidad del aire y del ruido para el Proyecto. Los requerimientos específicos de datos de referencia sobre la calidad del aire y del ruido serán determinados durante el Estudio de Impacto Ambiental y Social (ESIA).

- Para evaluar los efectos específicos del proyecto en el ecosistema acuático, se realizarán tomas de muestras de referencia adicionales que incluyen el muestreo de peces, macro-invertebrados bentónicos, perifiton, y plancton, será completado con la caracterización de la variación estacional y espacial.

- La necesidad de datos de referencia adicionales sobre la vegetación y la fauna se determinará durante el Estudio de Impacto Ambiental y Social (ESIA).

- En 1993 se realizó un reconocimiento inicial del patrimonio cultural en el sitio. Este estudio indicó que existe un alto potencial de hallazgos arqueológicos. Se deberá realizar un reconocimiento arqueológico actualizado y una investigación detallada como parte de los estudios de referencia para apoyar el Estudio de Impacto Ambiental y Social (ESIA).

El tiempo para completar estos estudios podría afectar el calendario de presentación de la evaluación ambiental.

25 Interpretaciones y conclusiones

La siguiente sección presenta las conclusiones generales de los aspectos claves del diseño del proyecto Cerro Quema. Los aspectos claves del diseño son los siguientes:

25.1 Estabilidad geotécnica

25.1.1 Instalaciones del patio de lixiviación

Golder realizó un análisis de estabilidad geotécnica para el Patio de Lixiviación en Montones Maricela (HLF) para evaluar la estabilidad a largo plazo, posterior a la clausura. El análisis incluyó condiciones de carga estática y sísmica del Patio de lixiviación. Se evaluaron dos modos de falla para cada condición de carga. Estos incluyeron la falla a lo largo de la superficie del revestimiento de geomembrana y una falla profunda a través de la cimentación.

Los factores de seguridad (FOS) más bajos se observaron a lo largo de la superficie del revestimiento de geomembrana. Los resultados de los análisis indican un riesgo relativamente bajo de falla para ambas condiciones de carga. Los FOS para el Patio de Lixiviación en Montones se calcularon por arriba de 1.4 para condiciones de carga estática y 1.05 para condiciones de carga sísmica.

25.1.2 Vertedero de Material Estéril

Golder realizó un análisis de estabilidad geotécnica para el Vertedero de Material Estéril Chontal Superior (WRD) para evaluar la estabilidad a largo plazo, posterior a la clausura. El análisis incluyó condiciones de carga estática y sísmica. Se evaluaron dos modos de falla para cada condición de carga. Estos incluyeron la falla general del talud a través del vertedero y una falla profunda a través de la cimentación.

Los factores de seguridad (FOS) más bajos se observaron en el talud general del vertedero de Material Estéril (WRD). Los resultados de los análisis indican un riesgo relativamente bajo de falla para ambas condiciones de carga. Los factores de seguridad (FOS) para el vertedero de Material Estéril (WRD) se calcularon por arriba de 1.6 para condiciones de carga estática y 1.05 para condiciones de carga sísmica.

25.1.3 Tajos a cielo abierto

Golder realizó estudios de estabilidad de taludes para evaluar el banco, inter-rampas y la estabilidad general de taludes de los tajos a cielo abierto. Además, Golder proporcionó recomendaciones de diseño de taludes de los tajos incluyendo los ángulos máximos de los taludes entre rampas del tajo para usarse en el diseño de la mina. Considerando que los taludes entre rampas se minen a 40 grados o menos y se use voladura de recorte controlada para formar los bancos de 10 m de altura, se espera que los tajos y los taludes del banco sean estables. No se identificaron fallas estructuralmente controladas a gran escala en los taludes debido a fallas.

El factor de seguridad (FOS) estático más bajo para las fallas a través de la masa rocosa en los taludes más elevados del tajo es de 1.95 asumiendo que los taludes están completamente drenados y de 1.63 asimiento que se encontraron aguas subterráneas en los taludes. No se realizaron análisis de estabilidad para calcular un factor de seguridad (FOS) para condiciones de carga sísmica porque la vida útil de los tajos es corta, y hay pocos, si es que hay, estudios de casos de fallas en taludes de tajos asentados profundamente en tajos abiertos excavados en roca, incluso en zonas sísmicamente activas.

25.2 Geología y recursos

- Los yacimientos La Pava, Quemita-Quema, y La Mesita en la propiedad Cerro Quema están alojados por domos de lava dacíticos y andesitas de la Formación Río Quema que forma parte de un arco volcánico del Cretácico-Paleógeno.
- Los yacimientos Cerro Quema están caracterizados por la presencia de alteración hidrotermal generalizada que forma halos concéntricos alrededor de la mineralización. La presencia de sílice, alunita, natro-alunita y enargita además del patrón de alteración hidrotermal son compatibles con la mineralización que se formó en un sistema epitermal de alta sulfuración.
- La mineralización consiste de pirita diseminada, calcopirita y enargita y vetas agrupadas de cuarzo, pirita, calcopirita y barita con trazas de galena y esfalerita. El oro se produce como granos microscópicos diseminadas de oro nativo y como "oro invisible" dentro de la pirita, particularmente en la zona alteración silícea. La alteración supergénica fuerte forma un tapón de oxidación o gossanes y ha liberado el oro contenido en la pirita. Los mayores contenidos de mineralización de oro están cerca de la superficie y disminuyen hacia el límite inferior de la oxidación.
- La estimación actualizada de los recursos minerales NI 43-101 para el proyecto Cerro Quema documentada en este estudio reporta 552,400 onzas de oro derivado de óxido en las categorías Medidos e Indicados; 7,900 onzas de oro derivado de óxido en la categoría de Inferidos; 326,300 onzas de oro derivado de sulfuro en las categorías Medidos e Indicados; y 7000 onzas de oro derivado sulfuro en la categoría de Inferidos.
- En el área del Proyecto Cerro Quema, los yacimientos de oro se encuentran a lo largo de 15 kilómetros, con dirección este a oeste, y donde hay oportunidad de mayores descubrimientos. Además, Pershimco informó que un estudio geofísico IP profundo ha identificado un yacimiento grande, con carga, debajo del depósito de óxido de oro Quema que tiene aproximadamente 1.7 km de largo y 0.9 km de ancho, y es consistente con un sistema de mineralización de pórfido.

25.3 Reservas y minado

- El plan de producción del proyecto Cerro Quema está basado en una reserva de 19.7 millones de toneladas con una ley promedio de 0.77 g/t, conteniendo aproximadamente 487,000 onzas de oro.

- Sobre la base de una tasa de producción diaria de 10,000 t/día o 3.6 millones de toneladas por año, la vida útil del proyecto es ligeramente mayor a 5 años. La proporción de

desbroce de la vida útil de la mina es aproximadamente 0.72:1, lo que requiere un despojo de 14.3 millones de toneladas de desecho.

- Se desarrollarán dos tajos a cielo abierto; el tajo La Pava y el tajo Quema. El tajo La Pava se extiende por la duración de la vida útil del proyecto, mientras que el tajo Quema solamente se minará en los años 3 a 5.
- Las operaciones mineras pueden realizarse como una actividad Operada por el Propietario o mediante Contratación de Explotación Minera. El costo promedio de la minería para la Opción de minado por el Propietario es de $ 1.98/tonelada de material en comparación con la Opción de Contratación que es de $ 2.86 tonelada.
- La opción de opción de minado por el Propietario tendría un mayor costo de capital ($18.643 millones) en comparación con el costo de capital de la opción de usar un Contratista ($6,903,000 dólares).
- La flota de los equipos de minería consistiría en aproximadamente tres excavadoras y once camiones mineros, con capacidades que van desde 40 a 50 toneladas.

25.4 Metalurgia

- Los materiales de óxido de La Pava y Quema/Quemita son susceptibles de cianuración para la extracción de oro. La recuperación de oro esperada es del 86% para todos, La Pava y Quema/Quemita con ley del mineral en bruto de 1 g Au/t o inferior.
- Para los materiales de Quema/Quemita con ley del mineral en bruto mayor que 1 g Au/t, se deberá usar la siguiente fórmula para calcular la recuperación de oro:

$$\% \text{ Au} = (86\% - ((\text{g Au/t} - 1) \times 3\%))$$

25.5 Procesamiento del mineral

- El testigo estudiado en el sitio Cerro Quema contenía arcilla, finos, grava y roca. El material cercano a la superficie era casi enteramente de arcilla, se presentaban bandas de arcilla en la profundidad. La roca en el testigo se podía romper fácilmente con la mano. La recomendación del KCA es utilizar trituradoras convencionales basadas en el modelo de alteración de Pershimco y un plan de mina que acumule montones de arcilla hasta el año seis. Estudios adicionales al testigo determinarán si esta es una recomendación sabia.
- Los trabajos de pruebas de permeabilidad terminados en 1996 indican una necesidad de aglomerar con cemento material de Cerro Quema. Esto es consistente con la observación de arcilla y finos en el núcleo. La recomendación de KCA de utilizar cal en guijarros en los años 1 al 5 está basada en el modelo de alteración de Pershimco y un plan de mina que acumule montones de arcilla hasta el año 6. Estudios adicionales al testigo determinarán si esta es una recomendación sabia.
- Será necesaria un área de amontonamiento ROM en la trituradora para permitir que los operadores del proceso varíen la mezcla de alimentación para producir aglomerados más estables.

25.6 Economía del proyecto

- El proyecto Cerro Quema tiene una vida útil de 5.3 años. La tasa interna de retorno del proyecto (TIR) se estima en 33.7% y el valor presente neto (VPN), a una tasa de descuento del 5%, es de $110 Millones. El periodo de recuperación es de 2.2 años.

26 Recomendaciones

26.1 Geología y recursos

Las recomendaciones de este reporte están basadas principalmente en perforación para definir los recursos adicionales de óxido de oro para apoyar una vida útil más larga de la mina en Cerro Quema. Se recomendó un programa de exploración con un presupuesto de 2.78 millones de dólares.

Dado que los recursos del proyecto Cerro Quema tienen una alta proporción de recursos de categoría indicada sólo hay oportunidades limitadas para la conversión de recursos Inferidos a Indicados. Sin embargo, con perforación de paso y exploración adicional, se garantiza el poder extender la mineralización conocida y delinear recursos adicionales. En particular, existe un potencial considerable para encontrar zonas adicionales de mineralización de óxidos de oro a lo largo de alteración con este-oeste de 15 km en la Formación Cerro Quema que aloja los depósitos de La Pava, Quemita-Quema y La Mesita.

El proyecto tiene una considerable oportunidad para el descubrimiento de recursos adicionales de sulfuros de cobre y de oro debajo de la zona de óxido. El estudio IP profundo de Pershimco ha identificado un yacimiento grande, a cargar bajo el depósito de óxido de oro Quema que tiene aproximadamente 1.7 km de largo y 0.9 km de ancho.

En tres zonas adicionales estudiadas también se identificaron anomalías a cargar debajo de los óxidos de oro. Estas se ubican en el depósito de óxido de oro La Pava y en los objetivos Idaida y Pelona. Estos grandes yacimientos podrían representar la mineralización de sulfuro en profundidad. (Comunicados de prensa de Pershimco fechados el 25 de julio y el 14 de noviembre de 2013).

TABLA 26-1 PROGRAMA DE TRABAJO RECOMENDADO

Descripción	Unidades	Costo por Unidad	Total
Geofísica IP	100 km	$1,500/km	$150,000
Perforación a diamante	5,000 m	$200/m	$1,000,000
Perforación RC	10,000 m	$100/m	$1,000,000
Pruebas analíticas	5,000 muestras	$30	$150,000
Geología y soporte técnico	12 meses	$40,000/mes	$480,000
Total			$2,780,000

26.2 Minado

- Completar un reconocimiento de campo con el fin de terminar el diseño detallado del camino de acarreo La Pava. Un examen del terreno en campo nos permitirá seleccionar una ruta que facilite la construcción del camino y minimizar costos de construcción.

- Completar una evaluación detallada para la ubicación de las instalaciones de almacenamiento de explosivos, lo que se refiere a la infraestructura general del sitio.
- Además se podrían considerar servicios contratados para los servicios de perforación y voladura o contratación de explotación minera. Un proceso de licitación competitivo podría resultar en precios unitarios más bajos que los utilizados en este estudio, que fueron solicitados a un solo contratista.
- Completar investigaciones geotécnicas adicionales para confirmar los parámetros del diseño de taludes de los tajos. Estas investigaciones también proporcionarían información sobre el régimen de aguas subterráneas en los tajos.

26.3 Procesamiento del mineral

Se estima que las pruebas metalúrgicas siguientes costarán alrededor de $ 300,000 dólares.

26.3.1 Pruebas metalúrgicas, plan de mina existente

Se deben realizar pruebas de lixiviación en columnas en testigos de La Pava y Quema-Quemita triturados a un P80 de 50 mm. El material debe ser de acuerdo a la alteración (sílice, sílice-arcilla y arcilla) en las proporciones esperadas de los años 1 al 5 y año 6.

Se debe realizar un programa de pruebas en testigo triturado para determinar la permeabilidad, mezclado para que coincida con la mezcla promedio de las alteraciones en los años 1 al 5, a una presión equivalente de 80 m.

Se debe realizar un programa de pruebas en testigo triturado proveniente de la alteración de arcilla pura para determinar la permeabilidad en comparación con la dosis de cemento. Esto ayudará a Pershimco a prepararse para el año 6 cuando se haga campaña para la arcilla.

26.3.2 Pruebas metalúrgicas, plan de mina alternativo

Pershimco quisiera considerar mezclar arcilla durante toda la vida mía, eliminando vertederos de arcilla. Se deben realizar pruebas de lixiviación en columnas en testigos de La Pava y Quema-Quemita triturados a un P80 de 50 mm y mezclado por alteración para que coincida con este plan de mina.

Se debe realizar un programa de pruebas en testigo triturado para determinar la permeabilidad, mezclado para que coincida con la mezcla promedio de las alteraciones para toda la vida útil de la mina, a una presión equivalente de 80 m.

26.3.3 Engrosamiento potencial del triturado

Pershimco debe considerar pruebas metalúrgicas en tamaños más gruesos del triturado para determinar si se podría realizar solamente la trituración primaria. Esto se puede realizar en muestras a granel.

26.3.4 Lavado

Se deben realizar pruebas de laboratorio para verificar los requisitos de lavado del montón Cerro Quema. La solución de lavado de las pruebas debe ser tratada con el aire, metabisulfito de sodio y sulfato de cobre para destruir el cianuro. La solución desintoxicada o neutralizada resultante debe ensayarse mediante ICP para determinar si permanece cualquiera de los metales de interés.

26.4 Consideraciones geotécnicas

Para facilitar la viabilidad y el diseño detallado de la Plantilla de Lixiviación en Montones (HLF) y del Vertedero de Tepetate (WRD), se recomienda investigación geotécnica en campo y programas de ensayes de laboratorio adicionales. Para satisfacer los estándares de práctica para el diseño de instalaciones de lixiviación en montones, se deben caracterizar las condiciones del subsuelo con suficiente detalle como para proporcionar un alto nivel de confianza en la estratigrafía, agua subterránea, estructura y rutas preferenciales de flujo en los 30 metros superiores del subsuelo. Esto se logra mediante el avance de los pozos de sondeo geotécnicos ubicados dentro de la huella de las instalaciones. La profundidad y la cantidad de los pozos de sondeo dependerán del diseño final de las instalaciones.

Además, se debe realizar una investigación del subsuelo poco profundo para caracterizar las condiciones del suelo cerca de la superficie en todo el sitio para delinear mejor la masa de raíces vegetal y la profundidad, escarbando capa superficial y suelos débiles, cercanos al lecho de roca cercano a la superficie, y los requisitos para la nivelación de terraplenes. Esto se puede realizar utilizando una excavadora sobre orugas o mediante excavación manual de pozos de prueba exploratorios.

26.5 Riesgos sísmicos

Además debe considerarse la posibilidad de reevaluar el valor PGA apropiado para la factibilidad y el diseño final debido al registro histórico de sacudimientos por terremotos fuertes, la ubicación de las principales fallas conocidas dentro de unos 40 km del Proyecto Cerro Quema, y el lineamiento observado dentro de un kilómetro al sur del sitio propuesto de la mina. Este lineamiento puede asociarse con la Falla Río Joaquín, y se debe evaluar exhaustivamente como una ruptura de la falla superficial y un riesgo fuerte de sacudimiento de terremoto.

26.6 Hidrogeología

Se debe considerar evaluar las condiciones hidrogeológicas existentes en el proyecto Cerro Quema, específicamente en las proximidades de la Plantilla de Lixiviación en Montones Maricela (HLF) y el Vertedero de Tepetate Chontal Superior (WRD). Los pozos de monitoreo existentes de aguas subterráneas se encuentran a lo largo de Quebrada Chontal, aguas abajo de la plataforma de procesos y del Vertedero de Tepetate. Al momento de este reporte, Golder no tiene conocimiento de que haya puntos de control adicionales en las inmediaciones de la Plantilla de Lixiviación en Montones Maricela y del Vertedero de Tepetate.

Se pueden registrar las condiciones del agua subterránea durante la investigación geotécnica en campo para el diseño detallado mediante la instalación de ademado ranurado de PVC instalado en los pozos de sondeo geotécnico. Adicionalmente, se recomienda un estudio exhaustivo de agua subterránea de primavera para delinear mejor y cuantificar los caudales durante todo el año o los caudales temporales de primavera debajo los sitios propuestos para la plantilla de lixiviación y el vertedero de tepetate. Este estudio ayudaría a dimensionar adecuadamente la tubería de captación de drenaje instalada por debajo de la cimentación de cada instalación.

26.7 Controles de aguas superficiales

Se debe considerar el monitoreo de los caudales existentes para medir el transporte de sedimentos en los arroyos existentes. Esto proporcionará información valiosa para el diseño de estructuras para el control de sedimentos aguas abajo de las mejoras propuestas. Actualmente, Golder está trabajando con PRO para desarrollar un plan de monitoreo para la evaluación del impacto ambiental y social en curso.

26.8 Datos del clima

Se deben recolectar mediciones adicionales de la precipitación y evaporación especifica al sitio para refinar las predicciones del balance hídrico del fluido del proceso de la Plantilla de Lixiviación en Montones (HLF). Datos más precisos de la precipitación y evaporación para el proyecto Cerro Quema proporcionará mayor confianza en la estimación de las capacidades de consumo de fluido del proceso y del almacenamiento del estanque.

26.9 Optimización de las instalaciones

Se deben hacer esfuerzos adicionales para optimizar la geometría de las instalaciones propuestas. Son muy importantes los asuntos relacionados con la construcción de la plantilla de lixiviación en montones y los estanques del proceso. El movimiento de tierras constituye el costo mayor en la construcción de la plantilla de lixiviación en montones. La construcción será un reto debido a la forma natural escarpada del terreno y a lo corto de la estación seca. Deben hacerse esfuerzos adicionales para optimizar lo siguiente:

- Movimiento de tierras para nivelación de terraplenes
- Geometría del patio de lixiviación y montones
- Taludes laterales de las piletas de solucion
- Construcción del sistema de revestimiento
- Nivelación de caminos de acceso y recortes en las laderas
- Acceso a las instalaciones
- Integración de los canales de desviación de aguas de lluvia y caminos, patio de lixiviación y vertedero de material estéril

Para optimizar la nivelación de terraplenes y estimar con mayor precisión la cantidad de movimiento de tierras necesario, se debe realizar un estudio detallado de la topografía natural. Se recomienda que el estudio se realice con una precisión vertical de menos de ½ metro.

26.10 Visita anual al sitio del ingeniero de registro

Durante la construcción de la plantilla de lixiviación en montones (HLF), y adicional al equipo de aseguramiento de la calidad de la construcción en el sitio, el ingeniero de registro (Golder Associates Inc.) deberá realizar visitas periódicas para verificar que las técnicas utilizadas para la construcción y observación cumplen con el diseño del proyecto y las especificaciones técnicas.

Además, después de terminada la construcción y durante la operación, el ingeniero de registro deberá realizar, como mínimo, visitas anuales para verificar que la plantilla de lixiviación en montones (HLF) está siendo operada de acuerdo con el diseño del proyecto y las especificaciones técnicas. Durante estas visitas, el ingeniero de registro debe revisar también los datos de monitoreo geotécnicos y ambientales para verificar que la instalación es geotécnica y ambientalmente estable.

26.11 Remediación y clausura

Golder recomienda que se hagan esfuerzos adicionales para desarrollar un plan de remediación viable y proactivo para el Patio de Lixiviación en Montones (HLF) y el Vertedero de Material Estéril (WRD). El control de sedimentos y erosión, y el manejo de aguas pluviales serán un desafío durante toda la operación. Para reducir el potencial de transporte de sedimentos y la erosión de los taludes operacionales, Golder recomienda la implementación de un plan de remediación concurrente para recuperar activamente los taludes del Patio de Lixiviación en Montones (HLF) y del Vertedero de Material Estéril (WRD) durante la operación. Esto incluirá el arreglo de taludes, colocación de cubierta de suelo, colocación de capa superficial de suelo y reforestación.

Además de los esfuerzos de gestión para la reducción de sedimentos y erosión, la colocación de una cubierta de baja permeabilidad sobre el Patio de Lixiviación en Montones (HLF) y el Vertedero de Material Estéril (WRD) durante la operación reducirá la infiltración no deseada de agua de lluvia al montón por la precipitación que podría conducir a la inestabilidad geotécnica a largo plazo.

27 Referencias

Alberto Einstein Ruiz De León and Francisco Iturralde 2009 – Estudio Hidrológico de las Quebradas "Chontal" y "Seca" para Minera Cerro Quema S.A. November 15, 2009.

Basilio Pérez Ramos 2009 – Proyecto de Reforestación - Inventario Forestal de Plantaciones de Pino y Acacia. May 2009.

Consultoría, Estudios y Diseños S.A. (CEDSA) 2013 - Medición hidrológica (aforo) de seis sitios ubicados en las inmediaciones de Minera Cerro Quema localizada en Distrito de Tonosí, Provincia de Los Santos. January 9, 2013.

DyerEngineeringConsultants 2013 – Cerro Quema Gold Mine HydrologicalStudy. February 2013.

Dyer, 2013.Cerro Quema Mine, Hydrologic Study. Prepared for Minera Cerro Quema, S.A. by Dyer Engineering Consultants Inc. Dated April 2013.

Edgar R. Mojica C. and Basilio Pérez Ramos 2012a - Inventario Forestal: Área de Depósito de Estéril (Botadero) y Camino Adyacente de Circunvalación.

Edgar R. Mojica C. and Basilio Pérez Ramos 2012b – Inventario Forestal: Ampliación y Adecuación del Camino de Acceso a La Mina Cerro Quema Del Kilómetro 0 Al Kilómetro 5.

Evidelio Adames Arjona 2008 – Especies Biológicas Acuáticas en las Quebradas Chontal, Bruja y Seca. June 3, 2008.

FlowMaster, 2009. Version 8i, build date November 4, 2009 developed by Bentley Systems, Inc.

Francisco Delgado 1994 – BiologyStudy, Cerro Quema Project. February 1994.

HEC-HMS, 2010.Version 3.5, build date August 10, 2010 developed by U.S. Army Corp of Engineers (USACE).

INAP (International Network for Acid Prevention). 2014. Global Acid Rock Drainage (GARD) Guide. www.gardguide.com

Innovat 2009 – FeasibilityStudy, Cerro Quema Project. January 12, 2009.

INNOVAT Limited, December 16, 2008, Cerro Quema Project Feasibility Study 2500 T/D Case

INNOVAT Limited, January 12, 2009, Cerro Quema Project Feasibility Study

KappesCassiday and Associates, November 14, 1996: Results of Cerro Quema Agglomeration & Permeability Testing (Queanv12.doc)

KappesCassiday and Associates, September 1996: Cerro Quema Heap Leach Project Feasibility Study

KnightPiésold 1996 – EnvironmentalViabilityReport, Cerro Quema Project. November 4, 1996.

KnightPiésold, 1993. Waste RockandPit Geochemical Characterization Report, CerroQuema Project.Prepared for Cyprus Mineral Company by KnightPiésold and Co.June, 1993.

Knight Piésold, 1996b. Cerro Quema Project, Geotechnical Investigation Report. Prepared for Kappes, Cassiday & Associates by Knight Piésold LLC.Dated November 6, 1996.

KP, 2005.Cerro Quema Project, Seismic Hazard Assessment. Prepared for RNC Gold, Inc. by knight Piésold and Co. Dated February 1, 2005.

McClelland Laboratories, February 14, 1995: Report on Heap Leach CyanidationTestwork – Cerro Quema Trench Composites, MLI Job No. 2103

McClelland Laboratories, October 16, 2013: Report on Heap Leach CyanidationTestwork – Cerro Quema Composites, MLI Job No. 3740

McClelland Laboratories, September 25, 1995: Report on Phase II Metallurgical Evaluation – Cerro Quema Composites, MLI Job No. 2103 CO#1

MEND, 2009. Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials. MEND Report 1.20.1. Mining Environment Neutral Drainage Program, Natural Resources Canada. December 2009.

NAVFAC, 1986.Soil Mechanics. Design Manual DM-7.0, Change 1. Prepared by the Naval Facilities Engineering Command. Dated September 1986.

P&E, 2012.Technical Report and Mineral Resource Estimate on the Cerro Quema Project, Los Santos Province, Panama.Prepared for Pershimco Resources, Inc. by P&E Mining Consultants Inc. Dated November 2, 2012.

Pershimco, 2013.Fact Sheet available at http://www.pershimco.ca/s/FactSheet.asp Prepared by Pershimco Resources, Inc. Dated July 2013.

Price, W.A., 1997. Draft Guidelines and Recommended Methods for the Prediction of Metal Leaching and Acid Rock Drainage at Minesites in British Columbia, Ministry of Energy and Mines. p. 159.

RNC, 2002.Feasibility Study of the Cerro Quema Project, Los Santos Province, Republic of Panama.Prepared by RNC Resources Ltd. And Bikerman Engineering and Technology Associates, Inc. Dated 2002.

Rocscience, 2011. Phase2, Version 8.0 developed by Rocscience Inc.

Rocscience, 2012. Slide, Version 6.0, build date June 24, 2010 developed by Rocscience Inc.

Scott Wilson Roscoe Postle Associates Inc., January 14, 2011, Technical Report on theCerro Quema Project,Panama, Ni 43-101 Report, Project # 1521

Seed, H.B. (1982).The Selection of Design Earthquakes for Critical Structures.Bulletin of the Seismological Society of America, Vol. 27, No. 6, pp. S7-S12.

SGS Lakefield Research Limited, April 16, 2009, The Recovery of Gold from Bellhaven's Cerro Quema Project Samples, Project 11834-001 - Report No. 1

Tetra Tech, 2008.Cerro Quema Project, Sediment Dam and Waste Dump Technical Memorandum of Geotechnical Investigation and Stability Analysis Results. Prepared for Bellhaven Copper & Gold Inc. by Tetra Tech. Dated June 2008.

USACE, 1994.Hydraulic Design of Flood Control Channels.Engineering Manual 1110-2-1601.Prepared by the US Army Corps of Engineers.Dated June 30, 1994.

VIDA-Proyectos S.A. 2004 – Auditoria Ambiental, Programa de Adecuación y Manejo Ambiental. April 1, 2004.

WinTR-55, 2011. Version 1.00.10 developed by U.S. Department of Agriculture, Natural Resources Conservation Service (NRCS).

Zoran Pacic, April 14, 1992, Cerro Quema Ore, Panama, Gold Extraction

Zoran Pacic, October 20, 1993, Cerro Quema Ore, Copper Recovery in Column Leach Tests

28 Declaración de Calificaciones

28.1 Golder

28.1.1 Sr. Gene Tortelli, Ing. Prof.– Golder Associates Inc.

El Sr. Tortelli tiene títulos de BSCE (1994) y MSCE (1995) de la Universidad Tecnológica de Michigan. Durante su estancia en la universidad, trabajó como supervisor en campo durante la construcción de varios proyectos de lixiviación en montones de oro y de colas en todo el oeste de Estados Unidos. Después de su graduación, ha trabajado proporcionando diseños de ingeniería, como administrador de la construcción y administrador de proyectos mineros en el Norte, Centro y Sudamérica. En total, el Sr. Tortelli tiene más de 13 años de experiencia ofreciendo servicios de ingeniería civil para proyectos mineros. Es Ingeniero Civil Profesional con licencia en Nevada y Arizona. El Sr. Tortelli es miembro de la Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración (SME) y miembro de la Sociedad Americana de Ingenieros Civiles (ASCE).

28.1.2 Sr. George Lightwood, Ing. Prof.– Golder Associates Inc.

Sr. Lightwood tiene más de 29 años de experiencia como ingeniero de minas y geotécnico. Sr. Lightwood tiene título en Ingeniería de Minas de la Escuela de Minas de Colorado (1979), un título M.S. en Ingeniería Civil de la Universidad de Stanford (1987) y una maestría en Ingeniería Civil (Geotecnia) de la Universidad de California, en Berkeley (1989). Después de graduarse de la Colorado School of Mine (Escuela de Minas de Colorado), trabajó 5 años como ingeniero de minas en Alaska. Desde su graduación de la Universidad de California, el Sr. Lightwood ha trabajado como ingeniero geotécnico durante 25 años. Aproximadamente una tercera parte de su experiencia incluye el diseño de taludes y estudios de estabilidad de taludes para minas a cielo abierto. Es un Ingeniero Profesional (en Minería) con Licencias en Arizona, Colorado, Montana, Nevada y Washington. El Sr. Lightwood es un Miembro Registrado de la Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración (SME) y miembro de la Sociedad Americana de Ingenieros Civiles (ASCE).

28.1.3 Sr. David Brown, Geo. Prof. – Golder Associates Inc.

El Sr. Brown tiene licenciatura en química y estudios ambientales, y una maestría en geoquímica ambiental, ambos de la Universidad de Waterloo. Tiene 24 años de experiencia en investigaciones de referencia, programas de monitoreo ambiental, rehabilitación y cierre de sitios, evaluación ambiental, y obtención de permisos para proyectos. David es responsable de la administración de proyectos y evaluaciones geoquímicas y ambientales en proyectos relacionados con instalaciones mineras existentes, propuestas y cerradas. El Sr. Brown ha presidido, y ha sido miembro de equipos multidisciplinarios para la preparación de evaluaciones ambientales y planes de cierre para propiedades mineras existentes y propuestas. Su trabajo también incluye la preparación de documentación de apoyo para la obtención de permisos y asesoramiento sobre los requisitos reglamentarios para el desarrollo, operación y rehabilitación de propiedades mineras. Está involucrado en la caracterización de residuos mineros (colas, tepetate, escoria y residuos del proceso) y descargas de efluentes de proyectos mineros y los estudios de los posibles impactos sobre la calidad de aguas superficiales y aguas subterráneas.

Estos estudios incluyen la evaluación de la generación potencial de ácido y la movilidad de metales, la predicción de la calidad del agua, carga química, la predicción de la calidad del agua de los estanques para colas y de la mina, y la predicción del impacto en la calidad del agua recibida. Es un Geocientífico Profesional con licencia miembro de la Asociación de Geocientíficos Profesionales de Ontario (APGO).

28.1.4 Sr. Christopher MacMahon, Ing. Prof.– Golder Associates Inc.

El Sr. MacMahon tiene una licenciatura BSCE (2005) de la Universidad de Nevada, en Reno. Durante la universidad trabajó realizando ensayes geotécnicos de laboratorio y de supervisión en campo para proyectos de desarrollo públicos y privados de Nevada y California. Después de graduarse, ha trabajado realizando diseños de ingeniería, como administrador de construcciones y como administrador de proyectos para proyectos mineros en el Norte, Centro y Sudamérica. El Sr. MacMahon tiene casi 10 años de experiencia ofreciendo servicios de ingeniería civil para proyectos industriales y mineros. Es Ingeniero Civil Profesional con licencia en Nevada. El Sr. MacMahon es miembro de la SME, la ASCE, y la Orden del Ingeniero.

28.1.5 Dr. Alan Hull, PG, CEG – Golder Associates Inc.

El Dr. Hull es un geólogo profesional de California, E.U. Es uno de los asociados principales de Golder Associates, con más de 30 años de experiencia en la investigación geológica y sísmica aplicada y asesor de riesgos sísmicos. Tiene un Doctorado de la Universidad de California, en Santa Bárbara y una maestría de la Universidad Victoria en Wellington, Nueva Zelanda. Después trabajó 20 años con el Servicio Geológico de Nueva Zelanda. El Dr. Hull ha proporcionado servicios de consultoría que han involucrado la investigación de la ubicación y actividad de fallas, análisis de riesgos sísmicos probabilísticos y determinísticos (PSHA y DSHA) y ha realizado revisiones entre homólogos independientes para los principales sitios de desarrollo de África, Asia, América Central, Europa, América del Norte, América del Sur y el Pacífico Sur. Ha publicado más de 40 artículos académicos y más de 150 informes de clientes.

28.2 Kappes, Cassiday and Associates

28.2.1 Sr. Mark Gorman, Ing. Prof.– Kappes Cassiday and Associates

Mark posee una licenciatura en Química, una maestría en Ingeniería Metalúrgica y una maestría en Ingeniería Civil. Es Ingeniero Profesional registrado en el Estado de Nevada. Tiene 20 años de experiencia en el procesamiento de minerales de cobre y metales preciosos. Antes de unirse a KCA trabajó para *The Mineral Park Mine* como su Metalurgista en Jefe y para *Allied Nevada* como su Metalúrgico Corporativo.

28.3 P&E Mining Consultants Inc.

P & E Mining Consultants Inc. es una empresa de consultoría de ingeniería geológica y de ingeniería de minas especializada en las áreas de los reportes geológicos 43-101, reportes técnicos de estimación de recursos, análisis económicos preliminares y estudios de pre-factibilidad. Además, P&E está afiliada a las principales empresas de consultoría con el propósitos de formar empresas conjuntas para la realización de estudios de factibilidad

definitivos. La experiencia de P&E abarca diamantes, la mayoría de los yacimientos metálicos incluyendo oro, plata, metales básicos, PGM y hierro tanto en minas a cielo abierto y como en yacimiento subterráneos. Los paquetes de software incluyen Gemcom, Surpac, MineSight, Whittle, AutoCAD, Photoshop, CorelDraw, Illustrator, Excel y Word.

El personal de P&E tiene experiencia en interpretación geológica, modelado geológico 3D, redacción de informes técnicos, estimación de recursos y reservas, evaluación de propiedades, diseño de la mina, programación de la producción, estimaciones de costos de capital y de operación, y en ingeniería metalúrgica. P&E opera bajo Certificados de Autorización de la Asociación de Geocientíficos Profesionales de Ontario y de Ingenieros Profesionales de Ontario.

28.3.1 Dr. Richard Sutcliffe, Geo. Prof. (Vicepresidente, Geología) – P&E Mining Consultants Inc.

El Dr. Sutcliffe es geólogo profesional con más de 30 años de experiencia en estudios geológicos, exploración minera y proyectos mineros, incluidos puestos de gerencia ejecutiva y director, con empresas de exploración y explotación minera que cotizan públicamente. Tiene una licenciatura y una maestría en Geología de la Universidad de Toronto, un doctorado en Geología de la Universidad de Western Ontario y es geólogo profesional miembro de la Asociación de Geocientíficos Profesionales de Ontario. Ha participado en numerosas estimaciones de recursos y reservas de oro, PGM y metales básicos, así como en análisis económicos preliminares, estudios de pre-factibilidad y factibilidad.

28.3.2 Sr. Ken Kuchling, M. Eng., P. Eng. – P&E Mining Consultants Inc.

El Sr. Ken Kuchling es ingeniero en minas con experiencia de más de 30 años que abarca principalmente minería a tajo abierto. Ha trabajado en operaciones de minería y en el sector de la consultoría, con artículos tales como oro, cobre, potasio, diamantes, arenas bituminosas, bauxita, tungsteno, níquel, molibdeno y minerales industriales. Ha tenido participación directa en definiciones de alcance y estudios de factibilidad, Reportes Técnicos Nl 43-101, diseño de minas, obtención de permisos, geotecnia, diseño de relaves, hidrogeología y selección de equipos.

Su experiencia con equipo incluye camiones y palas mecánicas, dragado, dragaminas, excavadoras, sistemas de bandas de transportación y sistemas de minería continua subterránea. El Sr. Kuchling ha participado en la evaluación de oportunidades en etapa inicial y en etapa avanzada en nombre de sus clientes, incluidas revisiones de debida diligencia, evaluación técnica de datos, visitas de campo, modelos financieros preliminares y análisis económicos "what-if". Ha asistido a clientes en el desarrollo de estrategias corporativas, estudiando, adelantando o vendiendo proyectos. Su participación a nivel mundial incluye proyectos en Canadá, Estados Unidos, Surinam, Rusia, Corea, Italia, España, Argentina, Senegal, y Papúa Nueva Guinea, con experiencia en condiciones de árticas a tropicales.

28.3.3 Antoine Yassa, Geo. Prof. – P&E Mining Consultants Inc.

El Sr. Yassa es un Geólogo Profesional con más de 25 años de experiencia en la exploración de metales preciosos y básicos, uranio y minerales industriales. En los últimos 10 años se ha especializado en el modelado 3D, manejo de bases de datos y supervisión de QA/QC.

Durante su carrera, el Sr. Yassa ha trabajado en Canadá, Rusia, Asia Central y en el oeste de África. Ha participado en diversas etapas de los proyectos, desde exploración hasta producción. Ha ocupado cargos como geólogo principal, supervisor de control/aseguramiento de la calidad, administrador de base de datos, así como geólogo en jefe para evaluación de recursos. Algunos de los proyectos en los que ha involucrado en Placer Dome son la optimización del tajo abierto en Domo Mine en Timmins, estudios de pre-factibilidad en Vasilskovskoye en Kazajstán y estudios de pre-factibilidad de Samira Hill en Níger. Mientras trabajaba con McWatters Mining, trabajó en el modelado de bloques y evaluación de los recursos de la mina Sigma Mine y Kiena Mine en Abitibi, Quebec. Para Bema Gold el Sr. Yassa administró la base de datos, QA/QC y en evaluación de recursos en Julietta Mine en extremo oriente de Rusia. El Sr. Yassa es un usuario muy competente del software Gemcom.

28.3.4 Yungang Wu, Geo. Prof. – P&E Mining Consultants Inc.

El Sr. Yungang Wu es un geólogo profesional con más de 20 años de experiencia en estimación, exploración y explotación de recursos minerales en China y Canadá. Ha trabajado en operaciones de minería y en el sector de la consultoría del diamante, oro, cobre, plata, zinc, plomo y hierro. Ha participado en la administración de proyectos de exploración, estimación de recursos, evaluación de proyectos minerales, debida diligencia y Reportes Técnicos Nl 43-101.

El Sr. Wu se especializa en modelado de recursos utilizando software Gemcom y Datamine, control de leyes y exploración de minerales, incluyendo administración de proyectos, planificación, estudios teóricos, muestreo, registro, perforación e interpretación.

28.3.5 David Burga, Geo. Prof. – P&E Mining Consultants Inc.

El Sr. Burga es un geólogo con 10 años de experiencia en proyectos de exploración y ambientales. Ha trabajado en proyectos de metales preciosos, metales básicos y de diamantes en el norte de Ontario, Quebec, en los Territorios del Noroeste, México, Perú y Chile, y habla español con fluidez.

El Sr. Burga participó previamente en la administración de las operaciones Chilenas de una compañía canadiense de exploración y aporta su experiencia a P&E en la administración de proyectos. Está ayudando con la investigación y la escritura de reportes técnicos Nl 43-101 y proporcionando apoyo en la interpretación geológica y de base de datos Gemcom.

28.3.6 Tracy Armstrong, Geo. Prof. – P&E Mining Consultants Inc.

La Sra. Armstrong es un geólogo profesional con 20 años de experiencia en las fases de pre-producción y producción de minería subterránea y a cielo abierto, exploración de minerales, y administración de proyectos. Tiene experiencia en oro y metales básicos en Canadá, Estados Unidos, China y Turquía.

La Sra. Armstrong ha participado en varias revisiones de debida diligencia y en el modelado de proyectos geológicos, y ha ocupado puestos de dirección en compañías mineras de oro grandes y pequeñas. También ha participado ampliamente en el manejo de crisis de proyecto. La Sra. Armstrong ha escrito varios reportes técnicos Nl 43-101 como persona calificada en proyectos de oro y metales básicos. La Sra. Armstrong fue miembro del Consejo de Administración de la Orden de Geólogos de Quebec y del Comité Consultivo Gobierno- Industria de Quebec. Ha escrito artículos técnicos para publicación en nombre de varias empresas y asociaciones mineras.

McCLELLAND LABORATORIES, INC.

1016 Greg Street, Sparks, Nevada 89431 (775)356-1300
FAX (775)356-8917
E-MAIL mli@mettest.com

Octubre 16, 2013

Sr. Pierre Bureau, Ing. P., PMP
Director del Proyecto
Pershimco Resources
11 Perreault, Est
Rouyn-Noranda, Qc, J9X 3C1
Canadá

Estimado Pierre:

Anexo está informe relativo a los resultados de las pruebas metalúrgicas en las muestras procedentes del Proyecto Cerro Quema.

Nuestra factura por el trabajo realizado será enviada en documento aparte. Gracias por permitirnos atenderles.

Atentamente

Sileymane A. Lo
Gerente de Proyectos Metalúrgicos

SAL:mh
Anexo

Informe de las Pruebas de Lixiviación por Cianuración en Montones - Compuestos Cerro Quema MLI Trabajo No. 3740
Octubre 16, 2013

Para
Sr. Pierre Bureau, Ing. P., PMP Director de Proyecto
Pershico Resources
11 Perreault, Est
Rouyn-Noranda, Qc, J9X 3C1 Canadá

InassociationwithH.J.Heinen

ÍNDICE

RESUMEN EJECUTIVO

Tabla 1. - Resumen de Result. Metalúrgicos, Pruebas de Lix. de Cianuro, Comp. de Cerro Quema
Tabla 2. - Resumen de Resultados Metalúrgicos, Pruebas de Lixiviación de Cianuro, Compuestos de Cerro

PROCEDIMIENTO DE PREPARACIÓN DE COMPUESTOS Y ANÁLISIS DE CABEZA

Tabla 3. - Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza, compuestos Cerro Quema
Tabla 4. - Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza, Compuestos Cerro Quema.
Tabla 5. - Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza, Compuestos Cerro Quema
Tabla 6. - Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema
Tabla 7. - Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema
Tabla 8. - Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE DIAGNÓSTICO DE LIXIVIACIÓN

Tabla 9. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-01, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 1. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-01, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 10. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-02, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 2. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-02, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 11. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-04, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 3. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-04, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 12. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-05, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 4. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-05, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 13. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-06, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 5. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-06, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 14. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-07, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 6. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-07, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Tabla 15. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-08, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.
Figura 7. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-08, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

Tabla 16. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-09, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

Figura 8. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-09, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE CIANURACIÓN DIRECTA CON AGITACIÓN

Tabla 17. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Figura 9. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Tabla 18. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Figura 10. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Tabla 19. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido Quema Quemita, 6.3mm (como se recibió) Tam. Alim.

Figura 11. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Quema Quemita Oxide, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Tabla 20. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Figura 12. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Tabla 21. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Figura 13. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Tabla 22. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Figura 14. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Tabla 23. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Figura 15. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN CON FLUJO ASCENDENTE EN TANQUE

Tabla 24. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Figura 16. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Tabla 25. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Figura 17. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Tabla 26. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Figura 18. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 27. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm Tam. Alim. Figura 19. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 28. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Quema Quemita Oxide, 6.3mm Tam. Alim.
Figura 20. - Perfiles de Tasa de Lix. de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Comp. Cerro Quema, Óxido Quema Quemita, 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 29. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-01 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 30. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-02 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 31. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-03 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 32. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-04 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 33. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-05 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 34. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-07 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 35. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-08 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 36. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-08 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 37. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-10 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 38. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-11 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 39. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-13 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 40. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-14 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 41. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-15 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 42. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-16 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 43. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-17 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 44. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-18 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 45. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-19 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 46. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-05 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 47. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-07 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 48. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-08 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tabla 49. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-09 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 50. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-11 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 51. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-01 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 52. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-01 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 53. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-04 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 54. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-05 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 55. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-06 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 56. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-07 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 57. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema, QO-08 (Quema Quemita Oxide) 6.3mm Tam. Alim.
Tabla 58. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-09 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

PROCEDIMIENTOS DE PRUEBA DE RESISTENCIA Y DE ESTABILIDAD DEL AGLOMERADO

Tabla 59. - Resultados de Resistencia del Aglomerado y Pruebas de Estabilidad, Compuesto Cerro Quema PO-11 (Óxido La Pava)

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACIÓN POR PERCOLACIÓN EN COLUMNA

Tabla 60. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.
Figura 21. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.
Tabla 61. - Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerra Quema PO-08 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.
Tabla 62. - Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerra Quema PO-11 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.
Tabla 63. - Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerra Quema PO-11 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.
Tabla 64. - Resultados de Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna, Compuesto Cerro Quema PO-16 (Óxido La Pava), (P-3), 100%-25mm Tam. De Alim.
Tabla 65. - Resultados de Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna, Compuesto Cerro Quema PS-11 (Sulfuro La Pava), (P-4), 100%-25mm Tam. de Alim.
Tabla 66. - Balance Metalúrgico, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Alim
Tabla 67. - Datos de Características Físicas de la Mena, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LA CAPACIDAD Y VELOCIDAD DE ADSORCIÓN DE CARBÓN

Tabla 68. - Series de Prueba de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Compuesto de Solución Preñada Final PO - Vat, 1.0 L Alícuotas, 24.0 Tiempo Cont. Hr.
Tabla 69. - Series de Prueba de Tasa de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Compuesto de Solución Preñada Final PO - Vat, 2.0 L Alícuotas, 1.0g Carbón/L. Figura 22. - Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Datos de cargado de oro en compuesto de solución preñada PO-Vat.
Figura 23. - Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Comp. de Sol. Preñada PO-Vat.
Tabla 70. - Serie de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Compuesto Solución Preñada Final QO - Vat, 1.0 L Alícuotas, 24 Tiempo Cont. Hr.
Tabla 71. - Series de Pruebas de Tasa de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Compuesto Solución Preñada Final QO - Vat, 2.0 L Alícuotas, 10g Carbón/L
Figura 25. - Resultados de Prueba de Capacidad de Carbón, Cerro Quema, Datos de Cargado de Oro Solución Preñada Compuesto QO-Vat. Figura 26. - Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Comp. Sol Preñada QO-Vat.

CONCLUSIONES

APÉNDICE

Sección 1 – Información sobre formación del compuesto
Sección 2 – Datos de gravedad específica y e informe de Mod ABA, SVL
Sección 3- Datos de pruebas de diagnóstico de lixiviación
Sección 4 – Datos de prueba de botella en rodillo, Balances de cobre y mercurio en botella en rodillo
Sección 5 – Datos de pruebas de lixiviación Vat, Balances de cobre y mercurio de lixiviación Vat, Datos de neutralización de cianuro, Residuos de lixiviación Vat ICP, Distribuciones de tamaño de partículas gruesas y lodos
Sección 6 – Datos de prueba de lixiviación en columna, Balances de cobre y mercurio de lixiviación en columna, Residuos de lixiviación en columna ICP y Análisis de extracción SPLP
Sección 7 – Datos de prueba de adsorción de carbón

McCLELLAND LABORATORIES, INC.
1016GregStreet,Sparks,Nevada89431 (775)356-1300
FAX (775) 356-8917
E-MAILmli@mettest.com

Informe Sobre
Prueba de Lixiviación por
Cianuración en Montones –
Compuestos de Cerro Quema MLI
Trabajo No. 3740
Octubre 16, 2013

para

Sr. Pierre Bureau, Ing. P., PMP
Director de Proyecto
Pershimco Resources
11 Perreault, Est
Rouyn-Noranda, Qc, J9X 3C1
Canadá

RESUMEN EJECUTIVO

Se llevo a cabo un detallado programa de pruebas metalúrgicas para evaluar la respuesta de los materiales compuestos de Cerro Quema a diversos procesos de lixiviación. Las pruebas incluyeron pruebas de botella en rodillos de todo el mineral, las pruebas de flujo ascendente de lixiviación en tanque de toda la mena y pruebas de lixiviación en Columna.

Los materiales compuestos fueron identificados de acuerdo con la zona mineral (La Pava y Quema Quemita). Los materiales compuestos también fueron identificados como óxido (25) o sulfuro de (5). Los resultados del estudio comparativo de cabeza y de ley de cabeza muestran que los 30 compuestos contenían entre 0.04 y 4.89 gAu/mt de mena. La ley de cabeza de oro generalmente concuerda estrechamente.

En las Tablas 1 y 2 se presentan los resultados metalúrgicos resumidos de las pruebas de botella en rodillos y de flujo ascendente de lixiviación en tanque realizadas en compuestos de Cerro Quema.

Tabla 1. –Resumen de Result. Metalúrgicos, Pruebas de Lix. de Cianuro, Comp. de Cerro Quema

Compuesto	Tipo Prueba	MLI Prueba No.	Tamaño Alim	Lix. Tiempo, días	Au Recuperación, %	g Au/mt mena Extraído	Cola	Calcul. cabeza	Ley Cabeza	Req. de reactivo, kg/mt mena NaCN.	Cal agregada	Cemento
PO-01(LaPavaOx.)	VLT	V-1	80%-6.3mm	2	85.9	0.61	0.10	0.71	0.77	0.11	2.3	0.0
PO-01(LaPavaOx.)	BRT	CY-22	80%-6.3mm	2	86.1	0.68	0.11	0.79	0.77	<0.07	2.0	0.0
PO-02(LaPavaOx.)	VLT	V-2	80%-6.3mm	2	92.3	0.24	0.02	0.26	0.30	0.40	4.0	0.0
PO-02(LaPavaOx.)	BRT	CY-1	80%-6.3mm	2	93.3	0.28	0.02	0.30	0.30	0.22	3.4	0.0
PO-03(LaPavaOx.)	VLT	V-3	80%-6.3mm	2	81.8	0.09	0.02	0.11	0.11	0.24	3.6	0.0
PO-03(LaPavaOx.)	BRT	CY-2	80%-6.3mm	2	90.0	0.09	0.01	0.10	0.11	0.10	3.4	0.0
PO-04(LaPavaOx.)	VLT	V-4	80%-6.3mm	2	92.8	1.92	0.15	2.07	2.22	0.12	2.5	0.0
PO-04(LaPavaOx.)	BRT	CY-3	80%-6.3mm	2	93.2	2.07	0.15	2.22	2.22	<0.07	2.3	0.0
PO-05(LaPavaOx.)	VLT	V-5	80%-6.3mm	2	97.8	0.90	0.02	0.92	0.96	0.12	1.0	0.0
PO-05(LaPavaOx.)	BRT	CY-4	80%-6.3mm	2	96.9	0.95	0.03	0.98	0.96	<0.07	1.0	0.0
PO-07(LaPavaOx.)	VLT	V-6	80%-6.3mm	2	93.1	0.95	0.07	1.02	1.12	0.23	1.0	0.0
PO-07(LaPavaOx.)	BRT	CY-6	80%-6.3mm	2	94.7	1.08	0.06	1.14	1.12	<0.07	1.0	0.0
PO-08(LaPavaOx.)	CLT	P-1	100%-25mm	95	93.8	0.76	0.05	0.81	0.81	1.28	0.9	0.0
PO-08(LaPavaOx.)	BRT	CY-31	80%-12.5mm	2	87.1	0.74	0.11	0.85	0.81	0.07	0.9	0.0
PO-08(LaPavaOx.)	VLT	V-7	80%-6.3mm	2	86.3	0.69	0.11	0.80	0.81	0.12	1.2	0.0
PO-08(LaPavaOx.)	BRT	CY-24	80%-6.3mm	2	87.5	0.70	0.10	0.80	0.81	<0.07	1.0	0.0
PO-09(LaPavaOx.)	VLT	V-8	80%-6.3mm	2	94.1	1.59	0.10	1.69	1.85	0.12	2.8	0.0
PO-09(LaPavaOx.)	BRT	CY-7	80%-6.3mm	2	94.1	1.76	0.11	1.87	1.85	<0.07	2.6	0.0
PO-10(LaPavaOx.)	VLT	V-9	80%-6.3mm	2	95.9	0.93	0.04	0.97	1.03	0.23	3.0	0.0
PO-10(LaPavaOx.)	BRT	CY-8	80%-6.3mm	2	96.2	1.00	0.04	1.04	1.03	<0.07	2.8	0.0
PO-11(LaPavaOx.)	CLT	P-5	100%-25mm	75	97.0	0.65	0.02	0.67	0.69	0.67	1.8	4.0
PO-11(LaPavaOx.)	BRT	CY-32	80%-12.5mm	2	95.9	0.70	0.03	0.73	0.69	<0.07	2.3	0.0
PO-11(LaPavaOx.)	VLT	V-10	80%-6.3mm	2	>97.1	0.67	<0.02	<0.69	0.69	0.12	2.8	0.0
PO-11(LaPavaOx.)	BRT	CY-25	80%-6.3mm	2	95.5	0.64	0.03	0.67	0.69	0.11	2.9	0.0
PO-13(LaPavaOx.)	VLT	V-11	80%-6.3mm	2	91.4	1.92	0.18	2.10	2.21	0.82	2.3	0.0
PO-13(LaPavaOx.)	BRT	CY-10	80%-6.3mm	2	92.8	2.18	0.17	2.35	2.21	0.87	2.2	0.0
PO-14(LaPavaOx.)	BRT	CY-33	80%-12.5mm	2	95.1	0.58	0.03	0.61	0.59	<0.07	1.6	0.0
PO-14(LaPavaOx.)	VLT	V-12	80%-6.3mm	2	98.2	0.54	0.01	0.55	0.59	0.13	1.6	0.0
PO-14(LaPavaOx.)	BRT	CY-26	80%-6.3mm	2	94.8	0.55	0.03	0.58	0.59	0.12	1.5	0.0
PO-15(LaPavaOx.)	CLT	P-2	100%-25mm	95	97.2	0.69	0.02	0.71	0.71	1.01	2.9	0.0
PO-15(LaPavaOx.)	BRT	CY-34	80%-12.5mm	2	93.4	0.71	0.05	0.76	0.71	0.18	2.9	0.0
PO-15(LaPavaOx.)	VLT	V-13	80%-6.3mm	2	95.8	0.69	0.03	0.72	0.71	0.12	3.8	0.0
PO-15(LaPavaOx.)	BRT	CY-27	80%-6.3mm	2	95.9	0.70	0.03	0.73	0.71	0.13	3.4	0.0
PO-16(LaPavaOx.)	CLT	P-3	100%-25mm	95	96.7	0.87	0.03	0.90	0.86	1.16	4.1	0.0
PO-16(LaPavaOx.)	BRT	CY-36	80%-12.5mm	2	94.2	0.81	0.05	0.86	0.86	0.31	4.1	0.0
PO-16(LaPavaOx.)	VLT	V-14	80%-6.3mm	2	94.0	0.78	0.05	0.83	0.86	0.23	4.7	0.0
PO-16 (La Pava Ox.)	BRT	CY-29	80%-6.3mm	2	96.4	0.81	0.03	0.84	0.86	0.39	4.4	0.0

Prueba de lixiviación en tanque = (VLT)
Prueba de botella en rodillo = (BRT)
Prueba de lixiviación en Columna = (CLT)

Tabla 2. – Resumen de Resultados Metalúrgicos, Pruebas de Lixiviación de Cianuro, Compuestos de Cerro Quema

Compuesto	Tipo prueba	MLI Prueba No.	Tamaño Alim.	Tiempo Lixiv., días	Au Recuperación, %	gAu/mt mena Extraído	gAu/mt mena Cola	gAu/mt mena Calcul. Cabeza	gAu/mt mena Ley de Cabeza	Req. de reactivos, kg/mt mena NaCN.	Cal agregada	Cemento
PO-17(LaPavaOx.)	VLT	V-15	80%-6.3mm 2		>95.0	0.19	<0.01	<0.20	0.19	1.48	3.7	0.0
PO-17(LaPavaOx.)	BRT	CY-15	80%-6.3mm 2		94.1	0.16	0.01	0.17	0.19	0.90	7.7	0.0
PO-18(LaPavaOx.)	VLT	V-16	80%-6.3mm 2		94.5	0.52	0.03	0.55	0.59	<0.07	1.9	0.0
PO-18(LaPavaOx.)	BRT	CY-12	80%-6.3mm 2		90.2	0.55	0.06	0.61	0.59	<0.07	1.5	0.0
PO-19(LaPavaOx.)	VLT	V-17	80%-6.3mm 2		92.0	0.80	0.07	0.87	1.00	0.12	1.6	0.0
PO-19(LaPavaOx.)	BRT	CY-16	80%-6.3mm 2		94.3	0.99	0.06	1.05	1.00	<0.07	1.2	0.0
PS-05(LaPavaSul.)	VLT	V-18	80%-6.3mm 2		98.3	1.71	0.03	1.74	1.79	<0.07	6.5	0.0
PS-05(LaPavaSul.)	BRT	CY-5	80%-6.3mm 2		97.2	1.76	0.05	1.81	1.79	0.15	2.9	0.0
PS-07(LaPavaSul.)	BRT	CY-37	80%-12.5mm 2		50.0	0.02	0.02	0.04	0.04	1.35	13.4	0.0
PS-07(LaPavaSul.)	VLT	V-19	80%-6.3mm 2		>66.7	0.02	<0.01	<0.03	0.04	2.38	11.6	0.0
PS-07(LaPavaSul.)	BRT	CY-30	80%-6.3mm 2		<25.0	<0.01	0.03	<0.04	0.04	1.02	11.5	0.0
PS-08(LaPavaSul.)	VLT	V-20	80%-6.3mm 2		41.7	0.05	0.07	0.12	0.13	3.74	26.1	0.0
PS-08(LaPavaSul.)	BRT	CY-11	80%-6.3mm 2		46.2	0.06	0.07	0.13	0.13	4.43	26.1	0.0
PS-09(LaPavaSul.)	VLT	V-21	80%-6.3mm 2		38.0	0.38	0.62	1.00	1.28	5.60	40.7	0.0
PS-09(LaPavaSul.)	BRT	CY-9	80%-6.3mm 2		42.2	0.54	0.74	1.28	1.28	5.22	39.7	0.0
PS-11(LaPavaSul.)	CLT	P-4	100%-25mm 95		50.0	0.17	0.17	0.34	0.34	1.91	7.9	0.0
PS-11(LaPavaSul.)	BRT	CY-35	80%-12.5mm 2		38.2	0.13	0.21	0.34	0.34	3.91	7.9	0.0
PS-11(LaPavaSul.)	VLT	V-22	80%-6.3mm 2		40.0	0.12	0.18	0.30	0.34	3.17	8.8	0.0
PS-11(LaPavaSul.)	BRT	CY-28	80%-6.3mm 2		45.9	0.17	0.20	0.37	0.34	3.74	7.9	0.0
QO-01(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-23	80%-6.3mm 2		88.7	1.34	0.17	1.51	1.66	0.28	2.3	0.0
QO-01(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-13	80%-6.3mm 2		90.2	1.65	0.18	1.83	1.66	<0.07	2.0	0.0
QO-02(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-24	80%-6.3mm 2		87.2	1.16	0.17	1.33	1.34	0.12	1.6	0.0
QO-02(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-14	80%-6.3mm 2		89.4	1.27	0.15	1.42	1.34	0.13	1.2	0.0
QO-04(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-25	80%-6.3mm 2		90.8	1.58	0.16	1.74	1.79	0.12	6.6	0.0
QO-04(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-23	80%-6.3mm 2		93.9	1.86	0.12	1.98	1.79	0.24	6.6	0.0
QO-05(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-26	80%-6.3mm 2		72.5	0.95	0.36	1.31	1.37	0.12	1.6	0.0
QO-05(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-17	80%-6.3mm 2		75.7	1.03	0.33	1.36	1.37	<0.07	1.4	0.0
QO-06(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-27	80%-6.3mm 2		86.3	1.57	0.25	1.82	1.95	0.23	0.9	0.0
QO-06(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-18	80%-6.3mm 2		88.7	1.80	0.23	2.03	1.95	<0.07	0.8	0.0
QO-07(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-28	80%-6.3mm 2		84.4	3.96	0.73	4.69	4.89	0.47	2.3	0.0
QO-07(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-19	80%-6.3mm 2		83.9	4.22	0.81	5.03	4.89	0.08	2.0	0.0
QO-08(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-29	80%-6.3mm 2		74.7	1.71	0.58	2.29	2.45	0.21	6.9	0.0
QO-08(QuemaQuemitaOx.)	BRT	CY-20	80%-6.3mm 2		80.0	2.08	0.52	2.60	2.45	0.25	6.7	0.0
QO-09(QuemaQuemitaOx.)	VLT	V-30	80%-6.3mm 2		82.8	0.24	0.05	0.29	0.32	<0.07	2.3	0.0
QO-09 (Quema Quemita Ox.)	BRT	CY-21	80%-6.3mm 2		88.6	0.31	0.04	0.35	0.32	<0.07	2.2	0.0

Prueba de lixiviación en tanque = (VLT)
Prueba de botella en rodillo = (BRT)
Prueba de lixiviación en Columna = (CLT)

Se realizaron pruebas de botella en rodillos de la mena en cada compuesto en tamaño de alimentación de 6.3 mm con el fin de determinar la recuperación de oro, la tasa de recuperación y los requisitos de reactivos. También se ensayaron siete compuestos de 12.5 mm para determinar la sensibilidad del tamaño de alimentación. Los materiales compuestos de óxido generalmente eran susceptibles de tratamiento de cianuración de mineral conjunto. Los compuestos sulfurosos, al lado de PS-05, el cual se considera un óxido, generalmente no fueron susceptibles al tratamiento de cianuración de mineral conjunto. Las recuperaciones de oro obtenidas desde el tamaño de alimentación de 6.3 mm generalmente fueron mayor a 90% para los materiales compuestos de óxidos de La Pava. Las recuperaciones de oro logradas a partir de compuestos de óxido de Quema Quemita, en 6.3 mm, variaron entre 75.7% y 93.9%. La recuperación de oro a partir de materiales compuestos sulfurosos de La Pava, en 6.3 mm de alimentación, eran generalmente mayores a 38%, excepto para PS-05 (97.2%) el cual se cree que es un óxido. Los 7 compuestos evaluados para la sensibilidad del tamaño de alimentación generalmente mostraron poca o ninguna sensibilidad en el caso de alimentaciones entre 6.3 mm y 12.5 mm.

Generalmente, las tasas de recuperación de oro eran rápidas.

Los consumos de cianuro fueron de bajos a moderados para los compuestos de óxido y altos para los compuestos sulfurosos. Los requerimientos de cal siguieron la tendencia del cianuro, moderado para los óxidos y muy alto para los sulfuros.

Se llevaron a cabo pruebas de flujo ascendente de toda la mena en cada compuesto del tamaño de alimentación 6.3 mm para determinar la recuperación del oro, tasa de recuperación y los requisitos de reactivos. Los materiales compuestos de óxidos eran susceptibles a todo el tratamiento de mineral de lixiviación en tanque. Los compuestos sulfurosos, al lado de PS-05, el cual se cree que es un compuesto de óxido, generalmente no fueron susceptibles a todo el tratamiento de lixiviación en tanque. Las recuperaciones de oro obtenidas de alimentaciones de 6.3 mm fueron generalmente inferiores a aquellas obtenidas a partir de ensayes de botella en rodillo y oscilaron entre 72.5% y 97.8% para los compuestos de óxido. Las recuperaciones de oro obtenidas a partir de compuestos sulfurosos de La Pava, de 6.3mm, eran generalmente mayores al 40%, excepto para PS-05 (98.3%), el cual se cree que es un óxido. Los consumos de reactivos eran esencialmente los mismos que para las pruebas de botella en rodillo de la mena.

Se llevaron a cabo pruebas de lixiviación en Columnas en 5 compuestos seleccionados al 100% a -25mm de tamaño de alimentación para evaluar la susceptibilidad de lixiviación en tanques. Todos los compuestos de óxido eran fácilmente susceptibles a un tratamiento simulado de lixiviación por cianuración en montones con un tamaño de alimentación al 100% a -25mm. El único compuesto de sulfuro evaluado (PS-11) ligeramente susceptible al tratamiento simulado de lixiviación por cianuración en montones al mismo tamaño de alimentación. Las recuperaciones de oro logradas a partir de 100% del óxido de 25mm de alimentación oscilaron entre 93.8% a 97.2% y el promedio fue de 96.2%. La recuperación de oro más baja se obtuvo del compuesto de sulfuro PS-11 (50%). Las recuperaciones de oro obtenidas de la pruebas de lixiviación en Columnas fueron en general ligeramente más altas que las obtenidas en el de botella en rodillo y las pruebas de lixiviación en tanques de flujo ascendente.

Las tasas de recuperación de oro eran generalmente rápidas y los consumos de reactivos siguieron la misma tendencia que para la lixiviación de botella en rodillo y las pruebas de lixiviación en tanques.

PROCEDIMIENTO DE PREPARACIÓN DE COMPUESTOS Y ANÁLISIS DE CABEZA

Se recibieron un total de 134 para formar los compuestos y pruebas posteriores. Se organizaron las muestras y se combinaron mojadas en su totalidad, de acuerdo con instrucciones proporcionadas por el personal de Recursos de Pershimco, para producir 30 compuestos. Después se secaron las muestran y se secaron al aire, se registraron los pesos en seco y se calculó el contenido de humedad. Los compuestos fueron identificados de acuerdo con la zona mineral y estado de oxidación (óxido de La Pava, sulfuro de La Pava y óxido de Quema Quemita).

Para los compuestos PO-01, PO-02, PO-03, PO-04, PO-05, PO-07, PO-09, PO-10, PO-13, PO-17, PO-18, PO-19, PS-05, PS-08 y PS-09, no fue necesaria la trituración ya que se recibieron más finos que el tamaño de alimentación 80% a -6.3mm (determinado por pre-selección). Los compuestos estaban bien mezclados y se separaron para obtener 0.5 kg para determinación de la gravedad específica, 1 kg para la determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para una ABA Mod, 1 kg para análisis principal, 10 kg para una prueba de lixiviación en tanques, 10 kg para un análisis granulométrico y 1 kg para un análisis de botella en rodillos.

Para los compuestos QO-01, QO-02, QO-05, QO-06 y QO-09 no fue necesaria la trituración ya que se recibieron más finos que el tamaño de alimentación a -6.3mm 80% (después de la pre-selección). Los materiales compuestos se mezclaron a fondo y se separaron para obtener 0.5 kg para la determinación de la gravedad específica, 1 kg para la determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para unABA Mod, 1 kg para un análisis principal, 10 kg para prueba de lixiviación en tanques, 10 kg para un análisis granulométrico, 1 kg para un análisis de botella en rodillo y 1 kg para un Diagnóstico de Lixiviado.

Para los compuestos QO-04, QO-07 y QO-08, la trituración no fue necesaria ya que se recibieron más finas que el tamaño de alimentación a -6.3mm 80% (después de la pre-selección). Los materiales compuestos se mezclan a fondo y se separaron para obtener 0.5 kg para la determinación de la gravedad específica, 1 kg para determinar la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para un ABA Mod, 1 kg para un análisis principal, 10 kg para una prueba de Lixiviación en Tanques en tamaño de alimentación de 6.3mm, 13 kg para una prueba de lixiviación en tanques en material de gran tamaño (no realizado), 10 kg para un análisis principal, 1 kg para una prueba de botella en rodillo y 1 kg para una prueba de Diagnóstico de Lixiviado.

Los compuestos PO-08 y PO-15 se trituraron en su totalidad en cada etapa a menos de 25mm (~ P_{80}19mm). Cada compuesto fue bien mezclado y dividido para obtener 27 kg para una prueba de lixiviación en Columna, 10 kg para un análisis de cribado de cabeza 6 kg para la fuerza de aglomerado y pruebas de estabilidad (Agg. S+S).

Los residuos se trituraron en etapas del tamaño de 80% a -12.5mm, se mezclaron y separaron para obtener 1 kg para un análisis de botella en rodillos.

Los residuos fueron en etapas del tamaño de 80% a -6.3mm, se mezclaron y separaron para obtener10 kg para una prueba de lixiviación en Tanques, 6 kg para un análisis principal, 1 kg para una prueba de botella en rodillo, 0.5 kg para determinación de la gravedad específica, 1 kg para la determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para una ABA Mod y 1 kg para análisis principal.

El compuesto, PO-11 se trituró en etapas en totalidad para pasar justo los 25mm (~ P_{80}19mm) y se mezcló y dividió muy bien con el fin de obtener 27 kg para una prueba de lixiviación en Columna, 10 kg para un análisis de cribado de cabeza y 10 kg para pruebas de aglomeración S+S.

Los residuos de 25 mm se trituraron en etapas 80% a -12.5mm y se mezclaron y separaron para obtener 1 kg para una prueba de botella en rodillo.

Los residuos de 12.5mm se trituraron por etapas al tamaño de 80% a -6.3mm y se mezclaron y separaron para obtener 10 kg para una prueba de lixiviación en Tanques, 10 kg para un análisis principal, 1 kg para una prueba de botella en rodillo, 0.5 kg para determinación de gravedad específica, 1 kg para determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para una ABA Mod y 1 kg para análisis principal.

El compuesto PO-16 se trituró en su totalidad en etapas para pasar justo los 25mm y fue bien mezclado y separado para obtener 27 kg para una prueba de lixiviación en Columna y 5 kg para pruebas de aglomeración S+S. Hubo muestra insuficiente para un análisis granulométrico para este compuesto (-25mm).

Los residuos de 25mm se trituraron en etapas el 80% a -12.5mm y se mezclaron y separaron para obtener 1 kg para una prueba de botella en rodillo.

Los residuos de 12.5mm se trituraron por etapas al tamaño de 80% a -6.3mm y se mezclaron y separaron para obtener 10 kg para una prueba de lixiviación en Tanque, 5 kg para un análisis granulométrico, 1 kg para una prueba de botella en rodillo, 0.5 kg para la determinación de la gravedad específica, 1 kg para determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para una ABA Mod y 1 kg para análisis principal.

El compuesto PS-11 se trituró en etapas en su totalidad para pasar justo los 25mm y fue bien mezclado y dividido para obtener 27 kg para una prueba de lixiviación en Columna y 2 kg para pruebas de aglomeración S+S. El peso disponible del compuesto era insuficiente para un análisis granulométrico con el tamaño de alimentación de menos de 25mm.

Los residuos de menos 25mm se trituraron por etapas el 80% a -12.5mm y se mezclaron y separaron para obtener 1 kg para una prueba de botella en rodillo.

Los residuos de 12.5mm se trituraron en etapas al tamaño el 80% a -6.3mm y se mezclaron y separaron para obtener 10 kg para una prueba de lixiviación en Tanque, 4 kg para un análisis granulométrico, 1 kg para una prueba de botella en rodillo, 0.5 kg para la determinación de la gravedad específica, 1 kg para la determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para un ABA Mod y 1 kg para el análisis principal.

Los materiales compuestos PO-14 y PS-07 se trituraron en cada etapa el 80% a -12.5mm y se

mezclaron y se separaron para obtener 1 kg para una prueba de botella en rodillo.

Los residuos de 12.5mm se trituraron al tamaño de 80% a -6.3mm y se separaron para obtener 10 kg para una prueba de lixiviación en Tanques, 10 kg para un análisis granulométrico, 1 kg para una prueba de botella en rodillo, 0.5 kg para la determinación de la gravedad específica, 1 kg para determinación de la Densidad de Masa (no realizada), 0.25 kg para una ABA Mod y 1 kg para análisis principal.

Los análisis de cabezas fueros sometidos a ALS Chemex para su ensaye al fuego individual (acabado en Au-AA) y Ag, Cu y ensaye de hierro (4 ácido/AA), escaneo ICP (ME-MS61m) y Azufre Total (S-IR08). Las partes para Mod ABA fueron sometidas a SVL para pruebas de contabilidad estática ácido-base modificada ARD potencial con pH de pasta. Las determinaciones de los pesos específicos fueron realizadas por MLI. Las determinaciones de densidad de la Masa no se realizaron (decisión del personal de recursos de Pershimco).

Los resultados del ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza son presentadas en las Tablas 3, 4 y 5. Los resultados de escaneo ICP se muestran en las Tablas 6 a la 8. La información de respaldo del compuesto se proporciona en la Sección 1 del Apéndice del presente reporte. Los resultados de las determinaciones de los pesos específicos y una copia del informe Contabilidad ácido-base modificada (Mod ABA) de SVL se proporcionan en la Sección 2 del Apéndice de este informe.

Tabla 3. – Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza, Compuestos Cerro Quema

	cabeza Ley, g Au/mt mena									
	Óxido La Pava									
Método de determinación	PO-01	PO-02	PO-03	PO-04	PO-05	PO-07	PO-08	PO-09	PO-10	
Ensaye Dir., Inic.	0.79	0.33	0.12	2.27	0.98	1.22	0.81	1.93	1.06	
Cal., Botella Rod., Alim. 12.5mm								0.85		
Cal., Botella Rod, Alim. 6.3mm			0.79	0.30	0.10	2.22	0.98	1.14	0.80	1.87	1.04
Cal., Diagnóstico, Alim. 150µm										
Cal., Crib. Cabeza, 25mm Alim.								0.82		
Cal., Crib. Cabeza, 6.3mm Alim.			0.78	0.30	0.11	2.30	0.96	1.08	0.79	1.93	1.04
Cal., Columna, 25mm Alim.									0.81		
Cal., Tanq. Flujo Asc., 6.3mm Alim.			0.71	0.26	0.11	2.07	0.92	1.02	0.80	1.69	0.97
Promedio			0.77	0.30	0.11	2.22	0.96	1.12	0.81	1.85	1.03
Desv. Est.			0.04	0.03	0.01	0.10	0.03	0.08	0.02	0.11	0.04
Precisión, %			94.8	90.0	90.9	95.5	96.9	92.9	97.5	94.1	96.1

Tabla 4. - Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza,
Compuestos Cerro Quema

	Cabeza Ley, g Au/mt mena							Óxido La P ava		
Método de determinación	PO-11	PO-13	PO-14	PO-15	PO-16	PO-17	PO-18	PO-19		
Ensaye Dir., Inic.	0.68	2.34	0.62	0.72	0.86	0.20	0.62	1.00		
Cal., Botella Rod, Alim. 12.5mm		0.73				0.61	0.76	0.86		
Cal., Botella Rod, Alim. 6.3mm		0.67		2.35		0.58	0.73	0.84	0.17	0.61	1.05
Cal., Diagnóstico, Alim. 150µm											
Cal., Crib. Cabeza, Alim. 25mm		0.69					0.68				
Cal., Crib. Cabeza, Alim 6.3mm		0.70		2.05		0.60	0.67	0.85	0.19	0.58	1.07
Cal., Columna, Alim. 25mm		0.67					0.71	0.90			
Cal., Tanq. Flujo Asc., Alim.6.3mm		<0.69		2.10		0.55	0.72	0.83	<0.20	0.55	0.87
Promedio		0.69		2.21		0.59	0.71	0.86	0.19	0.59	1.00
Desv. Est.		0.02		0.16		0.03	0.03	0.02	0.01	0.03	0.09
Precisión, %		97.1		92.8		94.9	95.8	97.7	94.7	94.9	91.0

Tabla 5. - Resultado de ensaye de oro de cabeza y comparaciones de ley de cabeza,
Compuestos Cerro Quema

	Ley de Cabeza, g Au/mt ore													
	Sulfuro La Pava					Óxido Quema Quemita								
Método de determinación	PS-05	PS-07	PS-08	PS-09	PS-11	QO-01	QO-02	QO-04	QO-05	QO-06	QO-07	QO-08	QO-09	
Ensaye Dir., Inic.	1.86	0.05	0.13	1.39	0.34	1.83	1.41	1.87	1.40	2.03	5.02	2.74	0.36	
Cal., Botella Rod, Alim. 12.5mm						0.04					0.34			
Cal., Botella Rod, Alim. 6.3mm				1.81		<0.04	0.13	1.28		0.37	1.83	1.42	1.98	1.36	2.03	5.03	2.60	0.35
Cal., Diagnóstico, Alim. 150µm											1.66	1.21	1.54	1.40	1.92	4.72	2.49	0.32
Cal., Crib. Cabeza, Alim.25mm																		
Cal., Crib. Cabeza, Alim. 6.3mm				1.75		0.04	0.13	1.43		0.37	1.47	1.31	1.80	1.36	1.97	4.97	2.13	0.30
Cal., Columna, Alim. 25mm											0.34							
Cal., Tanq. Flujo Asc., Alim.6.3mm				1.74		<0.03	0.12	1.00		0.30	1.51	1.33	1.74	1.31	1.82	4.69	2.29	0.29
Promedio				1.79		0.04	0.13	1.28		0.34	1.66	1.34	1.79	1.37	1.95	4.89	2.45	0.32
Desv. Stand.				0.06		0.01	0.01	0.20		0.03	0.17	0.09	0.16	0.04	0.09	0.17	0.24	0.03
Precisión, %				96.6		75.0	92.3	84.4		91.2	89.8	93.3	91.1	97.1	95.4	96.5	90.2	90.6

Los resultados del ensaye de cabeza y las comparaciones con la ley de cabeza muestran que los compuestos del Cerro Quema contenían mineral entre 0.04 y 4.89 g Au/mt y que las leyes de cabeza de oro generalmente concuerdan de forma estrecha. La desviación estándar de ley de cabeza de oro oscilaron entre 0.01 a 0.24 g Au/mt.

Tabla 6. – Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema

		Compuesto Óxido La Pava								
Análisis	Unidad	PO-01	PO-02	PO-03	PO-04	PO-05	PO-07	PO-08	PO-09	PO-10
Ag	mg/kg	2.39	1.53	0.45	0.88	0.33	0.53	0.90	6.57	0.43
Al	%	0.57	1.54	4.17	0.58	0.71	0.12	0.14	0.44	3.28
As	mg/kg	1,235	152.0	172.5	2,040	66.6	481	803	429	678
Ba	mg/kg	70	530	2,910	2,790	30	6,350	6,390	4,820	190
Be	mg/kg	0.07	<0.05	0.11	0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	0.12
Bi	mg/kg	5.93	2.14	1.09	22.8	2.79	0.96	1.21	7.45	3.81
Ca	%	0.01	0.01	0.42	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
Cd	mg/kg	0.03	<0.02	<0.02	0.05	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02	<0.02
Ce	mg/kg	11.20	9.33	12.10	10.85	3.93	0.52	0.73	2.48	17.80
Co	mg/kg	0.4	1.2	3.0	0.3	0.2	0.2	2.9	0.7	0.7
Cr	mg/kg	51	30	45	40	25	5	20	24	134
Cs	mg/kg	<0.05	<0.05	0.07	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	0.06	<0.05
Cu	mg/kg	785	301	140.5	466	32.7	47.8	168.5	279	254
Fe	%	11.30	6.44	5.25	9.94	1.50	1.14	2.72	5.57	7.94
Ga	mg/kg	25.3	11.60	13.05	9.36	4.69	0.73	0.96	2.62	25.9
Ge	mg/kg	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
Hf	mg/kg	0.6	0.7	0.6	2.2	2.0	0.2	0.2	0.5	1.2
Hg	mg/kg	12	3.56	3.7	0.81	1.15	0.39	7.8	5.9	0.12
In	mg/kg	0.185	0.053	0.072	0.152	0.027	0.012	0.028	0.089	0.161
K	%	0.02	0.01	0.09	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
La	mg/kg	5.6	4.6	5.8	6.7	2.1	0.7	0.7	1.5	8.9
Li	mg/kg	2.9	10.1	32.5	2.7	7.2	2.1	1.9	2.8	22.8
Mg	%	0.01	<0.01	0.18	<0.01	<0.01	<0.01	0.01	0.01	<0.01
Mn	mg/kg	14	16	85	11	15	16	26	33	12
Mo	mg/kg	64.3	8.01	4.16	85.5	9.65	22.7	15.10	20.5	27.5
Na	%	0.01	0.01	0.17	0.01	0.01	<0.01	0.01	0.01	0.01
Nb	mg/kg	0.6	0.5	0.5	1.5	1.3	0.2	0.2	0.5	0.8
Ni	mg/kg	1.1	1.5	3.2	0.8	0.8	0.8	2.3	3.6	0.8
P	mg/kg	470	390	470	340	150	10	10	50	830
Pb	mg/kg	615	51.2	35.2	316	29	24.2	31.4	90.6	185.5
Rb	mg/kg	0.3	0.1	1.2	0.3	0.3	0.2	0.4	0.3	0.2
Re	mg/kg	0.003	0.006	0.002	<0.002	0.006	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002
S	%	0.14	0.36	0.44	0.16	0.03	0.17	0.18	0.24	0.14
Sb	mg/kg	72.2	19.45	32.4	87.7	70.1	14.40	29.9	34.6	23.7
Sc	mg/kg	5.4	6.7	11.7	26.8	9.2	1.3	0.7	6.8	21.1
Se	mg/kg	5	3	4	4	2	<1	<1	4	8
Sn	mg/kg	14.3	5.8	3.6	9.0	2.9	15.7	52.1	23.7	8.8
Sr	mg/kg	934	804	898	767	303	158.0	134.0	179.5	1,610
Ta	mg/kg	<0.05	<0.05	<0.05	0.07	0.06	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
Te	mg/kg	12.95	1.61	1.48	1.24	0.41	4.86	10.40	5.38	0.97
Th	mg/kg	0.8	0.6	0.7	1.4	1.1	0.2	0.2	0.3	1.9
Ti	%	0.115	0.099	0.093	0.274	0.216	0.038	0.025	0.079	0.158
Tl	mg/kg	0.13	<0.02	0.12	0.48	<0.02	<0.02	<0.02	0.14	0.02
U	mg/kg	0.8	1.0	0.3	4.8	2.2	0.1	0.2	0.5	2.0
V	mg/kg	177	83	153	82	38	6	7	28	256
W	mg/kg	3.7	2.1	2.0	2.7	2.1	1.5	35.4	4.4	3.5
Y	mg/kg	1.1	0.8	1.8	1.2	0.8	0.4	0.3	0.8	1.1
Zn	mg/kg	5	12	175	3	2	<2	6	5	5
Zr	mg/kg	21.5	21.6	19.0	77.8	70.3	7.7	6.4	16.6	41.5
S (Total)	%	0.13	0.33	0.44	0.14	0.02	0.45	0.43	0.40	0.12

Tabla 7. - Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema

		Compuesto Óxido La Pava							
Análisis	Unidad	PO-11	PO-13	PO-14	PO-15	PO-16	PO-17	PO-18	PO-19
Ag	mg/kg	0.74	2.34	4.18	1.23	1.04	0.23	0.73	1.65
Al	%	4.27	0.85	1.13	1.07	1.77	8.83	2.28	0.82
As	mg/kg	269	284	147.5	1,410	992	30.8	775	248
Ba	mg/kg	1,060	150	5,870	110	1,640	410	50	30
Be	mg/kg	0.11	<0.05	<0.05	0.05	<0.05	0.33	0.06	<0.05
Bi	mg/kg	5.73	9.21	5.76	7.78	3.02	3.09	3.11	12.15
Ca	%	0.03	0.01	0.03	0.02	0.02	0.03	0.01	0.01
Cd	mg/kg	<0.02	0.02	<0.02	0.05	0.13	0.04	0.02	<0.02
Ce	mg/kg	46.1	5.18	14.45	8.39	12.00	25.3	7.83	4.72
Co	mg/kg	0.2	2.0	0.4	0.3	0.4	12.1	0.4	0.3
Cr	mg/kg	179	49	37	75	72	71	54	25
Cs	mg/kg	<0.05	0.05	<0.05	<0.05	<0.05	2.44	0.05	<0.05
Cu	mg/kg	296	586	380	1,060	880	546	96.7	185.0
Fe	%	8.38	4.91	7.29	11.15	12.10	6.36	3.55	4.46
Ga	mg/kg	43.0	4.74	11.65	16.50	27.8	23.0	10.05	5.28
Ge	mg/kg	0.06	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05
Hf	mg/kg	0.9	1.8	0.9	0.5	0.8	1.2	0.8	0.6
Hg	mg/kg	0.46	10.9	2.88	1.85	0.42	0.23	4.0	16.5
In	mg/kg	0.089	0.050	0.076	0.237	0.089	0.206	0.096	0.032
K	%	0.02	0.01	0.01	0.01	0.02	1.28	0.02	0.01
La	mg/kg	23.0	2.8	6.9	4.6	6.3	10.9	3.7	2.2
Li	mg/kg	25.0	4.7	8.8	5.9	8	15.8	9.7	5.6
Mg	%	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	0.01	0.16	<0.01	<0.01
Mn	mg/kg	8	16	10	8	11	119	13	10
Mo	mg/kg	17.45	24.3	18.25	14.85	40.4	2.90	13.70	11.80
Na	%	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01
Nb	mg/kg	1.0	1.4	0.8	0.3	0.3	1.9	0.4	0.3
Ni	mg/kg	0.5	4.2	0.7	1.5	0.7	14.1	1.3	0.7
P	mg/kg	1,460	190	630	430	610	880	270	210
Pb	mg/kg	187	63.1	116	250	228	100.5	96.4	58.7
Rb	mg/kg	0.4	0.3	0.2	0.3	0.3	20.2	0.3	0.3
Re	mg/kg	0.002	<0.002	0.003	0.003	0.004	0.002	<0.002	0.006
S	%	0.23	0.32	0.26	0.13	0.30	1.13	0.05	0.08
Sb	mg/kg	19.45	15.35	15.35	76.9	29.4	9.15	159.0	91.6
Sc	mg/kg	14.8	13.3	7.8	7.8	5.9	32.6	13.3	5.5
Se	mg/kg	3	2	3	4	4	2	1	7
Sn	mg/kg	8.0	6.2	5.7	23.7	7.0	1.2	11.1	3.8
Sr	mg/kg	3,020	361	1,175	833	1,360	890	535	422
Ta	mg/kg	0.06	0.07	0.05	<0.05	<0.05	0.12	<0.05	<0.05
Te	mg/kg	2.15	1.53	1.01	3.46	3.55	0.46	1.57	1.09
Th	mg/kg	2.7	1.0	1.4	0.9	1.2	1.2	0.6	0.4
Ti	%	0.176	0.281	0.163	0.052	0.068	0.285	0.096	0.123
Tl	mg/kg	<0.02	0.08	<0.02	<0.02	<0.02	1.03	0.05	<0.02
U	mg/kg	1.3	2.1	0.7	0.7	1.1	1.4	1.3	0.4
V	mg/kg	233	38	87	82	158	262	97	52
W	mg/kg	2.2	14.1	4.8	1.1	3.9	11.0	4.1	0.9
Y	mg/kg	1.5	1.5	1.2	0.7	0.7	6.6	1.2	0.5
Zn	mg/kg	<2	7	<2	2	2	151	4	<2
Zr	mg/kg	32.8	69.6	30.6	18.2	25.1	40.8	22.6	18.6
S (Total)	%	0.21	0.29	0.29	0.12	0.27	1.04	0.05	0.08

Tabla 8. - Resultados de Análisis de Metales ICP, Compuestos Cerro Quema

		Compuesto												
		Sulfuro La Pava					Óxido Quema Quemita							
Análisis	Unidad	PS-05	PS-07	PS-08	PS-09	PS-11	QO-01	QO-02	QO-04	QO-05	QO-06	QO-07	QO-08	QO-09
Ag	mg/kg	1.96	0.30	1.49	1.38	9.33	4.02	0.28	0.35	0.32	0.61	2.35	0.88	0.47
Al	%	0.09	8.17	6.85	5.01	4.57	0.65	1.01	4.89	1.25	0.27	0.36	0.91	1.58
As	mg/kg	49.0	16.4	29.9	175.0	109.0	2,160	503	360	774	273	3,260	>10000	1,530
Ba	mg/kg	3,710	340	450	280	160	3,280	110	190	80	70	20	60	60
Be	mg/kg	<0.05	0.35	0.11	<0.05	0.06	0.12	0.14	0.10	0.16	0.15	0.06	0.08	0.08
Bi	mg/kg	3.81	0.41	2.95	1.65	1.02	2.95	6.10	11.35	1.22	0.51	13.10	6.62	2.28
Ca	%	<0.01	1.14	0.02	0.01	0.01	0.16	0.23	0.03	0.18	0.02	0.01	0.01	0.34
Cd	mg/kg	<0.02	1.52	0.15	0.45	0.06	<0.02	<0.02	0.08	0.06	0.03	0.09	0.20	0.03
Ce	mg/kg	0.35	13.15	9.74	5.99	8.35	5.19	8.82	13.00	8.01	12.10	2.93	5.42	6.14
Co	mg/kg	0.4	35.8	32.1	80.8	31.3	1.2	1.7	2.0	1.3	0.4	0.3	0.2	2.2
Cr	mg/kg	10	61	108	86	82	39	33	137	53	27	54	97	49
Cs	mg/kg	<0.05	0.13	0.07	<0.05	<0.05	0.06	0.05	0.08	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	0.05
Cu	mg/kg	372	167.5	2,830	4,960	3,420	317	111.0	536	85.6	46.8	584	2,770	631
Fe	%	7.37	4.45	6.02	14.95	7.51	5.79	3.02	11.80	3.83	1.24	9.49	33.1	9.25
Ga	mg/kg	0.56	18.45	26.6	18.10	24.9	1.77	3.74	21.1	4.35	0.81	2.45	17.65	10.20
Ge	mg/kg	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	0.15	0.12	0.23	0.14	0.10	0.23	0.56	0.19
Hf	mg/kg	0.1	1.2	0.8	0.2	0.2	1.1	1.0	1.6	1.0	0.7	2.2	1.0	0.6
Hg	mg/kg	1.10	1.48	1.17	0.76	2.6	0.70	0.03	0.04	0.04	0.24	1.3	0.3	0.25
In	mg/kg	0.036	0.161	0.180	0.332	0.027	0.037	0.089	0.375	0.030	0.008	0.118	0.556	0.044
K	%	<0.01	0.06	0.03	0.01	0.01	0.09	0.12	0.16	0.10	0.01	0.01	0.01	0.15
La	mg/kg	<0.5	5.9	4.8	2.9	4.2	3.3	4.7	7.2	4.5	6.3	2.8	3.9	3.4
Li	mg/kg	2.4	42.9	33.4	47.5	25.7	3.3	4.5	26.6	6.0	3.5	1.8	0.8	5.6
Mg	%	<0.01	0.43	0.01	0.01	0.01	0.10	0.14	0.02	0.10	0.01	<0.01	<0.01	0.19
Mn	mg/kg	14	352	49	62	10	64	79	14	64	24	13	<5	111
Mo	mg/kg	34.1	6.71	7.10	14.20	3.86	14.00	8.25	42.9	3.92	2.16	93.2	156.0	18.6
Na	%	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.15	0.19	0.02	0.13	0.01	0.01	<0.01	0.25
Nb	mg/kg	0.1	0.7	0.7	0.3	0.2	0.8	0.7	1.0	0.6	0.4	1.8	0.8	0.4
Ni	mg/kg	0.6	30.4	27.2	68.6	22.8	1.8	2.0	2.1	1.6	0.9	0.5	0.3	2.1
P	mg/kg	10	460	410	280	360	100	200	530	150	200	90	260	300
Pb	mg/kg	40.2	81.2	80.8	109	43.7	353	210	196.5	167	117	323	475	59.1
Rb	mg/kg	0.1	0.8	0.6	0.2	0.2	1.5	1.9	2.1	1.5	0.3	0.2	0.1	2.1
Re	mg/kg	<0.002	0.016	0.008	0.042	0.004	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002	<0.002
S	%	0.19	3.12	6.90	>10.0	6.83	0.15	0.05	0.56	0.04	0.04	0.06	0.13	0.07
Sb	mg/kg	6.74	3.77	4.65	13.4	6.66	50.2	76.0	12.9	16.25	7.23	31.4	90.9	7.18
Sc	mg/kg	0.7	37.8	23.1	5.8	7.5	10.5	13.8	32.5	12.9	5.1	17.2	37.3	9.7
Se	mg/kg	5	5	3	5	2	10	7	7	9	5	21	26	12
Sn	mg/kg	2.4	0.7	4.7	3.3	10.1	55.8	52.8	11.4	4.8	3.9	14.6	48.4	10.5
Sr	mg/kg	24.8	901	850	600	821	139.5	261	667	203	301	70.7	465	586
Ta	mg/kg	<0.05	<0.05	0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.05	0.06	<0.05	<0.05	0.08	<0.05	<0.05
Te	mg/kg	2.88	0.39	0.95	2.73	1.78	5.98	3.32	1.82	0.62	0.14	4.87	6.41	0.68
Th	mg/kg	<0.2	1.0	0.8	0.3	0.4	1.1	1.0	1.4	0.8	0.9	0.9	0.8	0.6
Ti	%	0.032	0.130	0.113	0.074	0.044	0.134	0.121	0.147	0.105	0.072	0.473	0.075	0.057
Tl	mg/kg	<0.02	0.75	0.81	2.47	0.47	0.37	0.07	0.22	0.10	0.02	0.32	0.07	0.06
U	mg/kg	0.1	2.2	1.0	0.2	0.2	1.5	0.8	4.2	1.0	0.4	2.3	1.4	0.5
V	mg/kg	6	180	200	131	119	31	32	242	48	12	25	126	103
W	mg/kg	1.7	5.6	3.5	3.7	1.1	2.6	1.4	1.3	1.3	1.9	1.6	2.3	1.5
Y	mg/kg	0.2	3.8	1.5	0.4	0.5	1.1	2.0	2.8	2.1	1.7	1.1	1.3	1.3
Zn	mg/kg	2	256	14	61	7	6	9	20	8	4	3	2	7
Zr	mg/kg	5.1	48.1	28.4	6.8	6.9	42.1	39.9	57.5	35.9	24.4	80.6	35.8	23.3
S (Total)	%	0.18	3.20	7.18	18.85	6.92	0.14	0.05	0.52	0.03	0.03	0.06	0.13	0.07

Los resultado del análisis de cabeza cuantitativo de los materiales compuestos de Cerro Quema muestran que los compuestos de óxido de La Pava contenían un total de azufre entre 0.02% y 1.04%. Los materiales compuestos de óxido de Quema Quemita contenían un total de azufre de entre 0.03% y 0.52%. Los compuestos sulfurosos de La Pava contenían entre 0.18% y 18.85% de azufre total. Las concentraciones de cobre y mercurio de los materiales compuestos en Cerro Quema oscilaron entre 32.7 a 4,960 mg/kg y de 0.03 a 16.5 mg/kg, respectivamente. Los materiales compuestos de óxido de Cerro Quema generalmente contenían cantidades significativas de Cu y Hg, pero no parecen afectar la recuperación de oro o el consumo de NaCN.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE DIAGNÓSTICO DE LIXIVIACIÓN

Se llevaron a cabo una serie de pruebas de diagnóstico de lixiviación (de botella en rodillo) sobre una división de unos 500 g de cada uno de los ocho compuestos de Quema Quemita para determinar el comportamiento del oro. Las cargas de mineral de 500g se pulverizaron a un tamaño nominal de 106µm. Se realizaron un total de cuatro pasos secuenciales de lixiviación, incluyendo cianuración directa, digestión con ácido clorhídrico/cianuración y digestión con agua regia (AR) seguido de cianuración. El residuo de la cianuración final (después de la digestión con AR) se sometió a tostación seguida de cianuración de la calcina. Se llevaron a cabo ensayes al fuego por triplicado del final de lixiviados para determinar el contenido residual de metales preciosos.

La primera etapa del procedimiento (CN) utiliza para determinar el oro lixiviable por cianuración. La etapa dos (HCl/CN) se utiliza para determinar los valores de oro asociados con los carbonatos, sulfatos, óxidos de hierro y atrapados en minerales sulfurosos fácilmente oxidables. La etapa de AR/CN se utiliza para determinar el oro asociado con minerales sulfurosos más difíciles de oxidar. La etapa cuatro (tostación/CN) se utiliza para determinar la asociación del oro con la materia carbonosa. La etapa cinco (ensaye al fuego de residuos) se utiliza para determinar el oro encerrado en los silicatos con el tamaño de alimentación probado.

Etapa Uno Cianuración Directa
Cada carga con mineral de 0.5 kg se mezcló con agua para obtener 40% de peso en sólidos. Se midió el pH de la pulpa natural. Se añadió cal para ajustar el pH de la pulpa a 11.0 antes de la adición de cianuro. Se añadió cianuro de sodio a la pasta alcalina, equivalente a 2.0 gNaCN/L de solución.

La lixiviación se llevó a cabo haciendo rodar las pulpas en botellas de rodillos en el laboratorio durante 72 horas. Las soluciones preñadas se analizaron a las 24 y 48 horas por Au, Ag, pH y NaCN. Se añadieron cal y cianuro, el necesario para restaurar los niveles iniciales. Después de 72 horas, se filtraron las pastas para separar líquidos y sólidos. Los volúmenes de solución final fueron medidos y se tomaron muestras para analizar el oro y la plata. Se determinaron concentraciones finales del pH y cianuro. Se lavaron a fondo los residuos de la lixiviación para eliminar el residuo de cianuro y metales preciosos disueltos. Se pesó el residuo húmedo y luego se utilizó para la segunda etapa del procedimiento de diagnóstico de lixiviación.

Etapa Dos
Digestión con Ácido Clorhídrico/Cianuracíon. Cada residuo de la etapa uno fue mezclado con agua y ácido clorhídrico concentrado para alcanzar 40% en peso sólido (suponiendo el peso seco inicial de los sólidos). La relación en peso de agua al ácido usado era 3 a 1. La digestión de ácido clorhídrico se llevó a cabo haciendo rodar el lodo en los rodillos del laboratorio durante 24 horas. Después de 24 horas, se filtró la pasta para separar sólidos y líquidos. Se midió el volumen de la solución y se tomaron muestras para el análisis de oro. El residuo sólido en el procedimiento de digestión se lavó con agua limpia para eliminar el ácido residual. Lavado el volumen filtrado se midió y se tomaron muestras para análisis del oro y la plata.

Después del lavado, el residuo de la digestión de HCl se usó para una prueba de cianuración. Los procedimientos de cianuración fueron los mismos que los descritos anteriormente para la etapa uno, excepto que se utilizó una lixiviación de 24 horas.

Etapa Tres Digestión en Agua Regia/Cianuración
Cada residuo lavado (húmedo) de la segunda etapa del procedimiento se mezcló con una solución de agua regia previamente preparada para alcanzar 40% en peso de sólidos (suponiendo el peso seco inicial de los sólidos). La solución de agua regia fue preparada mediante la combinación de 1 parte de ácido nítrico y 3 partes de ácido clorhídrico (vol./vol.) y luego diluir esa solución a 3:1 (vol./vol.) con agua. La digestión de agua regia se llevó a cabo haciendo rodar el lodo en rodillos de laboratorio durante 24 horas. Después de 24 horas, el lodo se filtró para separar líquidos y sólidos. El volumen de la solución se midió y se tomaron muestras para el análisis del oro. El residuo sólido del procedimiento de digestión se lavó con agua fresca para eliminar el ácido residual. Se midió el volumen de filtrado lavado y se tomó muestra para el análisis de oro y plata.

El residuo lavado del procedimiento de digestión con agua regia se utilizó como alimentación para una prueba de cianuración. Los procedimientos de prueba de cianuración fueron los mismos que los descritos anteriormente para la etapa uno, excepto que se utilizó una lixiviación de 24 horas.

Etapa Cuatro Tostación/Cianuración
Cada residuo lavado (húmedo) de la fase tres se secó en un horno, se pesó y calcinó a 600 C en un horno de mufla durante 4 a 5 horas. El calcinado se pesó, se determinó la pérdida de peso y el residuo se sometió a una prueba de cianuración. Los procedimientos de cianuración fueron los mismos descritos anteriormente para la etapa uno, excepto que se utilizó una lixiviación de 24 horas.

Etapa Cinco Ensaye de Colas
Cada residuo lavado de la etapa cuatro del procedimiento se secó, pesó y ensayó al fuego por triplicado para determinar el contenido residual de oro.

Los resultados generales de las pruebas de diagnóstico de lixiviación se muestran en las Tablas 9 a la 16. Las gráficas circulares que representan la distribución de oro recuperado en cada etapa de prueba se muestran en las Figuras 1 a la 8. El diagnóstico detallado de los datos de las pruebas de lixiviación se presenta en la Sección 3 del Apéndice de este reporte.

Tabla 9. – Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-01, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-1		
		Au Distribución	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	1.61	97.0	97.0
HCl/CN	0.01	0.6	97.6
HCl-HNO_3/CN	0.00	0.0	97.6
Tostación/CN	0.03	1.8	99.4
Ens. Cola Final	0.01	0.6	100.0
Ley Cab. Calc.	1.66	100.0	

Figura 1. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-01, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

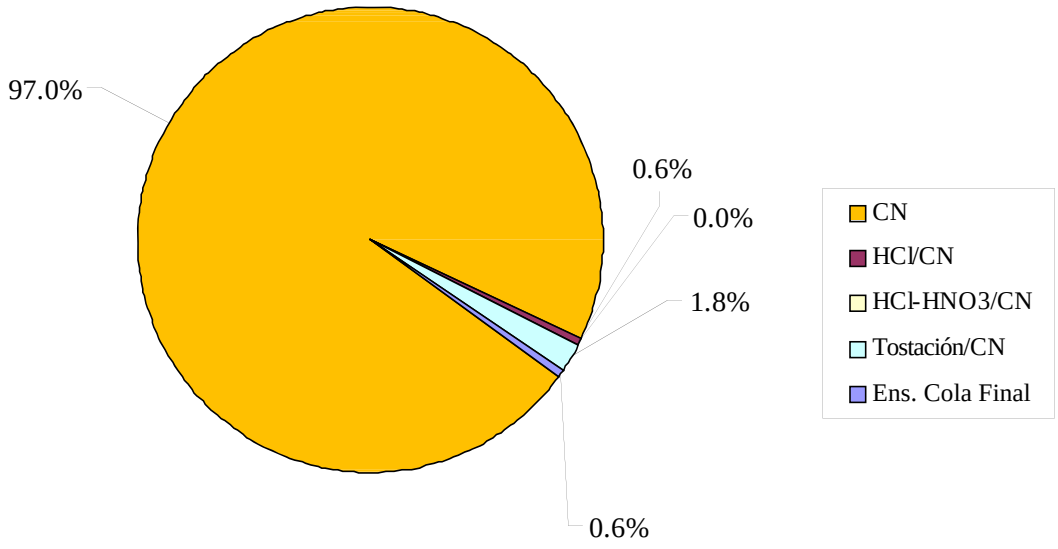


Tabla 10. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-02, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-2		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	1.16	95.9	95.9
HCl/CN	0.00	0.0	95.9
HCl-HNO_3/CN	0.00	0.0	95.9
Tostación/CN	0.04	3.3	99.2
Ens. Cola Final	0.01	0.8	100.0
Ley Cab. Calc.	1.21	100.0	

Figura 2. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-02, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

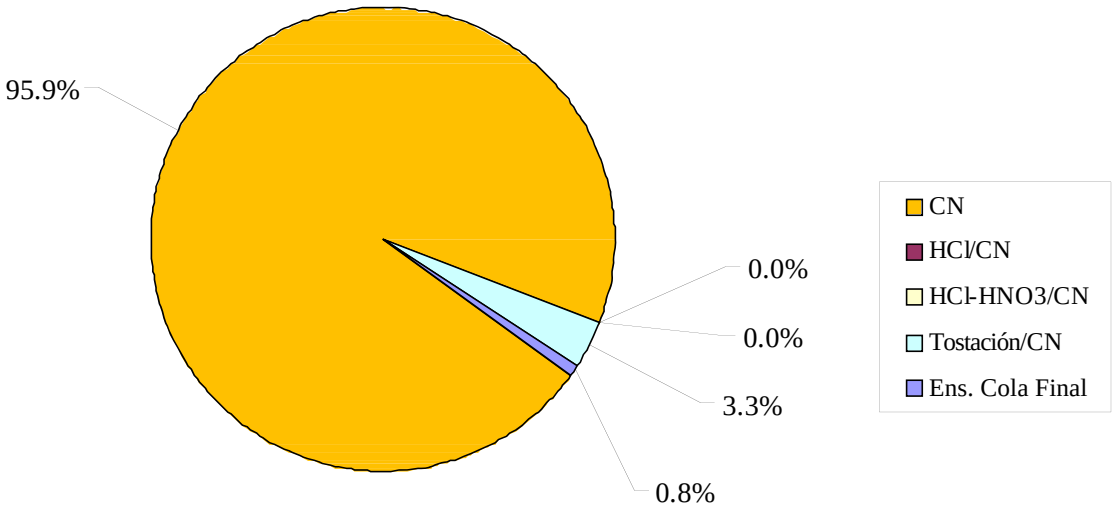


Tabla 11. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-04, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-3		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	1.52	98.7	98.7
HCl/CN	0.00	0.0	98.7
HCl-HNO_3/CN	0.00	0.0	98.7
Tostación/CN	0.01	0.7	99.4
Ens. Cola Final	<0.01	0.6	100.0
Ley Cab. Calc.	1.54	100.0	

Figura 3. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-04, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

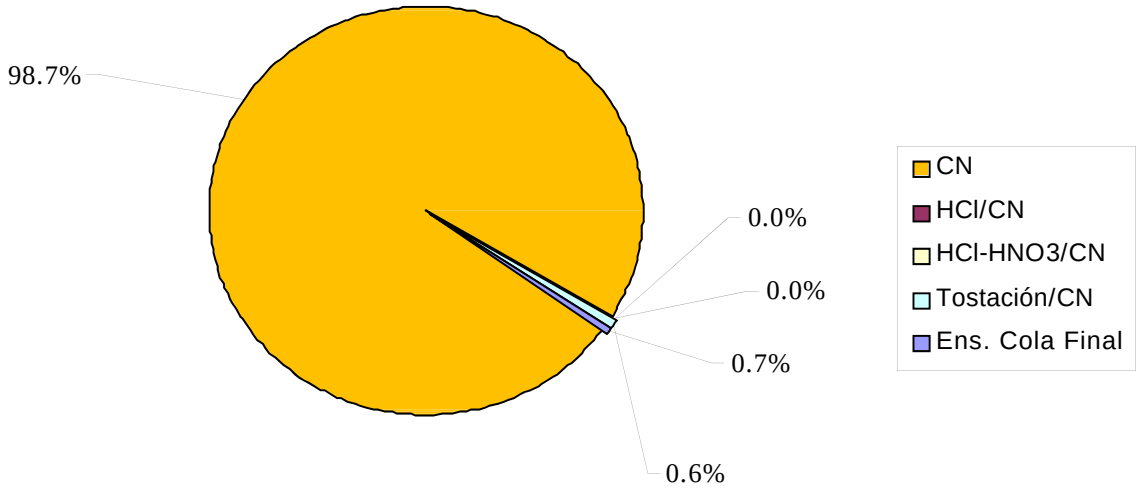


Tabla 12. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-05, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-4		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	1.20	85.7	85.7
HCl/CN	0.14	10.0	95.7
HCl-HNO_3/CN	0.01	0.7	96.4
Tostación/CN	0.03	2.2	98.6
Ens. Cola Final	0.02	1.4	100.0
Ley Cab. Calc.	1.40	100.0	

Figura 4. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-05, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

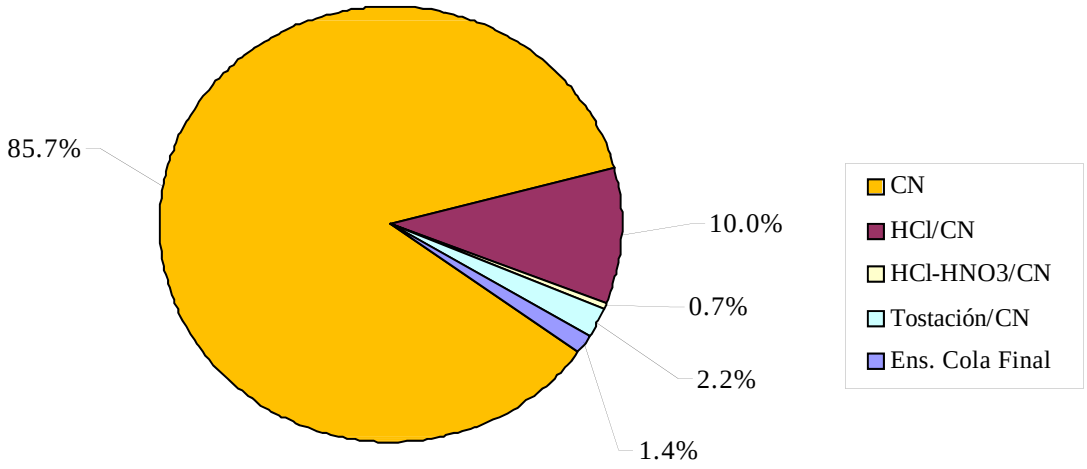


Tabla 13. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-06, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-5		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	1.82	94.8	94.8
HCl/CN	0.07	3.7	98.5
HCl-HNO_3/CN	0.01	0.5	99.0
Tostación/CN	0.01	0.5	99.5
Ens. Cola Final	<0.01	0.5	100.0
Ley Cab. Calc.	1.92	100.0	

Figura 5. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-06, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

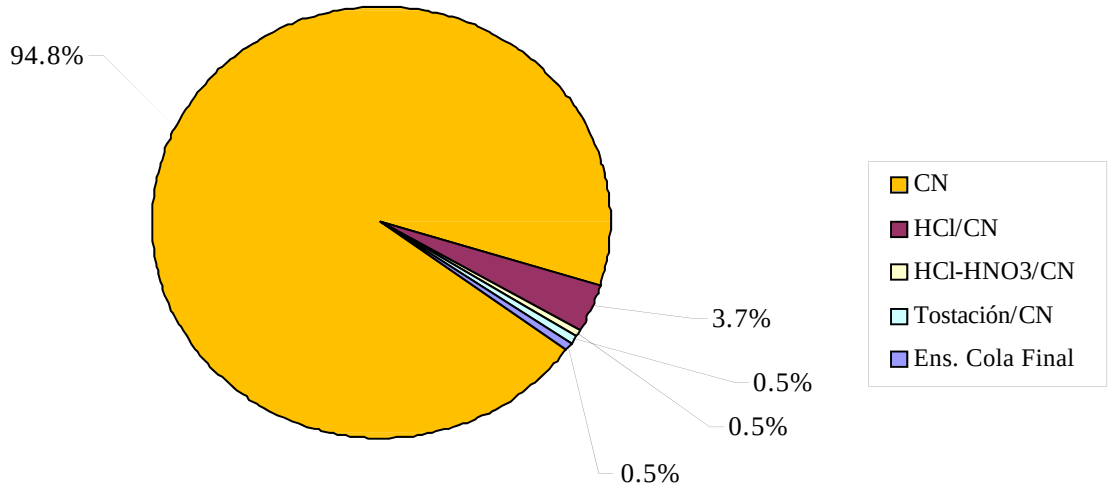


Tabla 14. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-07, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-6		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	4.44	94.1	94.1
HCl/CN	0.12	2.5	96.6
HCl-HNO_3/CN	0.04	0.9	97.5
Tostación/CN	0.11	2.3	99.8
Ens. Cola Final	<0.01	0.2	100.0
Ley Cab. Calc.	4.72	100.0	

Figura 6. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-07, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

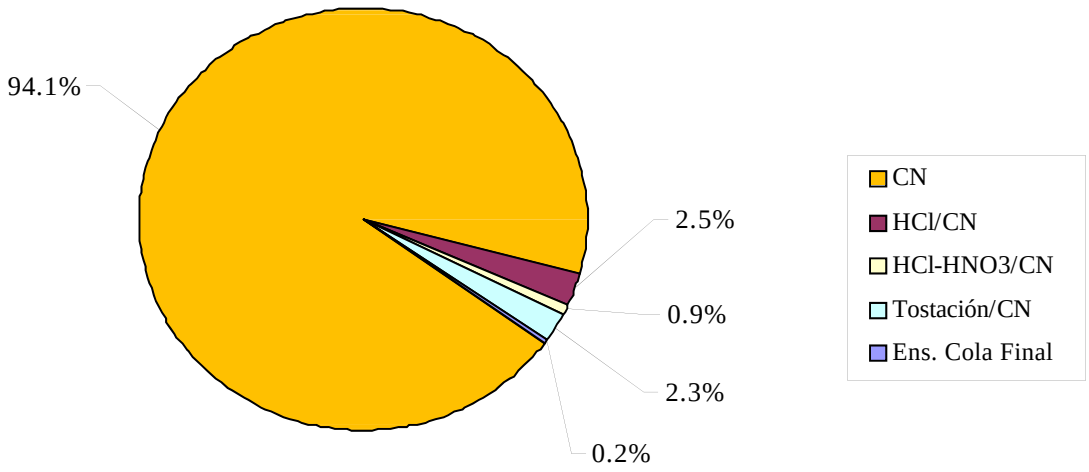


Tabla 15. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-08, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-7		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
CN	2.31	92.8	92.8
HCl/CN	0.04	1.6	94.4
HCl-HNO_3/CN	0.00	0.0	94.4
Tostación/CN	0.13	5.2	99.6
Ens. Cola Final	0.01	0.4	100.0
Ley Cab. Calc.	2.49	100.0	

Figura 7. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-08, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

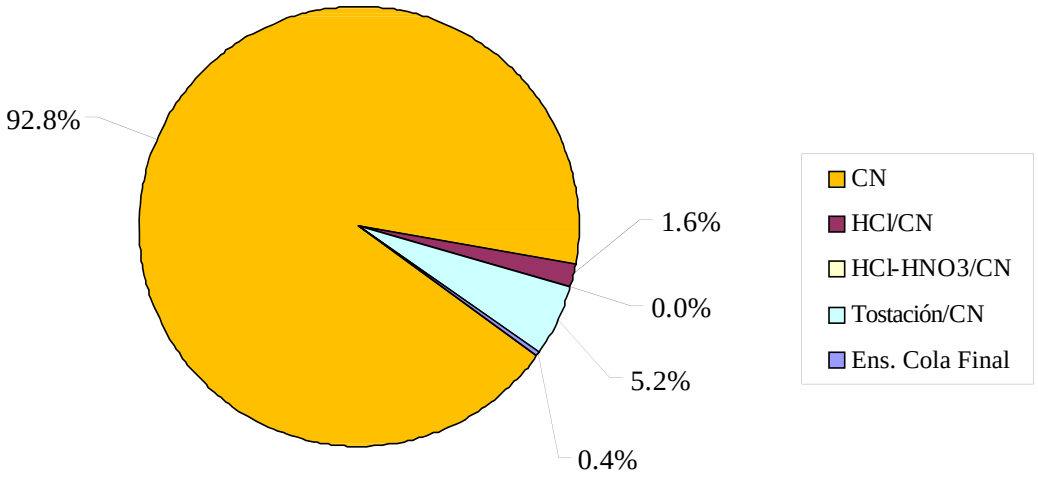
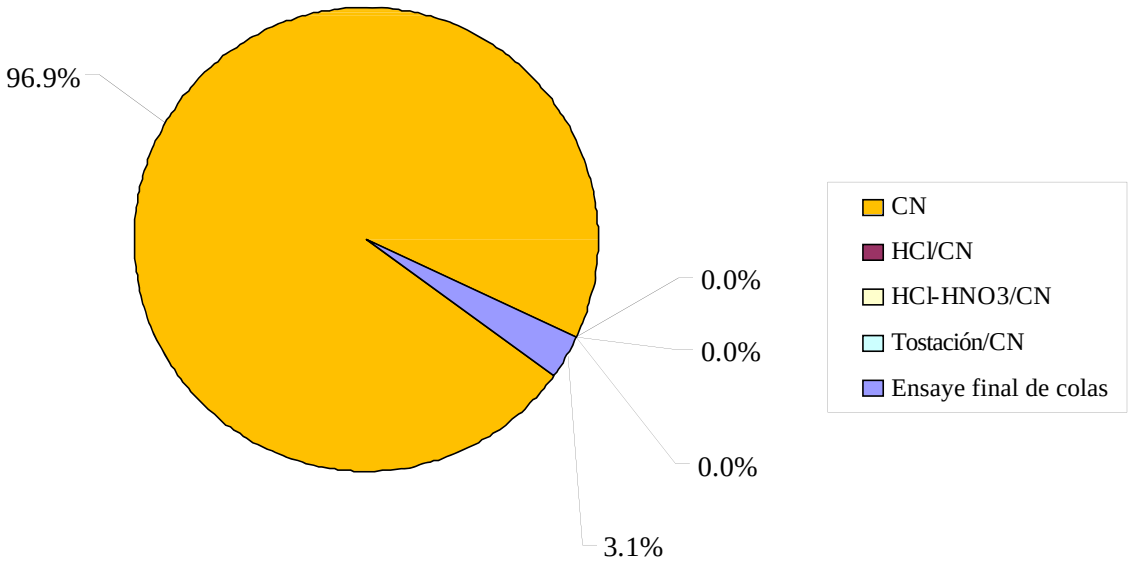


Tabla 16. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-09, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.

	DL-8		
		Distribución Au	
	gAu/mt	%	Acum. %
	CN		0.31
	96.9	96.9	
HCl/CN	0.00	0.0	96.9
HCl-HNO3/CN	0.00	0.0	96.9
Tostación/CN	0.00	0.0	96.9
Ens. Cola Final	<0.01	3.1	100.0
	Ley Cab. Calc.	0.32	100.0

Figura 8. - Resultados de la Prueba de Diagnóstico de Lixiviación de Oro, Compuesto Cerro Quema QO-09, 106µm (Pulverizado) Tamaño de Alim.



Para todos los compuestos de Quema Quemita, la más alta cantidad de oro se extrajo durante la etapa inicial de cianuración directa. El oro recuperado de los materiales compuestos de óxido de Quema Quemita durante la primera etapa fue de 85.7% a 98.7% y un promedio de 94.5%. La recuperación de oro más alta durante la primera etapa se logró a partir de material compuesto QO-04 (98.7%) y la más baja del compuesto QO-05 (85.7%). Pequeñas cantidades de oro adicional fueron extraídas después de la cianuración, después del ácido clorhídrico y tostación. Poco o nada de oro se extrajo después con la digestión de agua regia/cianuración.

En general, las recuperaciones de oro más altas fueron alcanzadas en las pruebas de diagnóstico de lixiviación, que desde la prueba de botella en rodillo, lixiviación de tanques, o pruebas de lixiviación en columna, lo cual puede indicar una posible asociación de oro con carbonato y otros minerales solubles en HCl en la alimentación, en especial para materiales compuestos QO-05, QO-06, QO-07 y QO-08.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE CIANURACIÓN DIRECTA CON AGITACIÓN

Las pruebas de cianuración directa con agitación (botella en rodillos) se llevaron a cabo en los 30 compuestos con el tamaño de alimentación de 6.3 mm (23 compuestos fueron utilizados con el tamaño de alimentación recibido y 7 triturados 80% a 6.3mm) para obtener información preliminar con relación a la receptibilidad de lixiviación en montones y la variabilidad del mineral, para el yacimiento de Cerro Quema. Las pruebas se realizaron para determinar la recuperación del oro, la tasa de recuperación y requisitos de reactivos. También se evaluaron siete de los materiales compuestos a un tamaño de alimentación triturado 80% a -12.5mm para determinar la sensibilidad del tamaño de alimentación.

Las cargas de mena (~ 1 kg cada uno) se mezclaron con agua para conseguir 40% de peso en sólidos. Se midieron los pH de pulpa natural. Se añadió cal hidratada (65% disponible CaO) para ajustar el pH de las pulpas a 11.0 antes de añadir el cianuro. A las pulpas alcalinas se agregó cianuro de sodio, equivalente a 0.5g NaCN/L de solución.

La lixiviación se llevó a cabo haciendo girar la pulpa en botellas en los rodillos de laboratorio durante 48 horas. El giro se suspendió brevemente después de 2, 4, 8, 16, 24 y 36 horas para permitir que las pulpas se asienten, de manera que las muestras de solución preñada podrían tomarse para el análisis de oro por métodos de absorción atómica (A.A). Los volúmenes de solución preñada se midieron y se tomaron muestras. Se determinaron las concentraciones de cianuro y el pH para cada solución preñada. El agua de relleno, equivalente a la retirada, se añadió a las pulpas. Las concentraciones de cianuro fueron restaurados a niveles iniciales. La cal se añadió, en caso necesario, para mantener el pH de lixiviación entre 10.8 y 11.2. Entonces se reanudó la agitación (o giro).

Después de 48 horas, las pulpas se filtraron para separar líquidos y sólidos. Los volúmenes finales de solución preñada se midieron y se tomaron muestras para el análisis de oro. Se determinaron las concentraciones finales de pH y cianuro. Los residuos de lixiviados se

lavaron, secaron, se pesaron y ensayaron por triplicado para determinar el contenido residual de oro.

Los resultados generales de las pruebas de cianuración directa con agitación se proporcionan en las Tablas 17 a la 23. La tasa de perfiles de lixiviación del oro se muestra gráficamente en las Figuras 9 a la 15. La información detallada de la prueba de botella en rodillo, incluyendo los balances de cobre y mercurio los que se proporcionan en la Sección 4 del Apéndice de este informe.

Tabla 17. – Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos,
Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Compuesto:	PO-01		PO-02		PO-03		PO-04	PO-05	PO-07
Resultados Metalúrgicos	(CY-22)		(CY-1)		(CY-2)		(CY-3)	(CY-4)	(CY-6)
Extracción: % de oro tot.									
en2 horas	66.5	55.0	90.0	79.7	84.2	73.7			
en4 horas	74.6	69.8	96.7	83.7	90.1	81.6			
en8 horas	79.2	84.3	87.8	87.1	94.3	88.1			
en16 horas	82.0	89.6	93.2	89.1	95.3	90.9			
en24 horas	82.9	89.5	83.7	90.4	94.6	91.1			
en36 horas	85.3	90.0	90.0	92.0	95.0	93.5			
en48 horas	86.1	93.3	90.0	93.2	96.9	94.7			
Extraído, gAu/mt mena		0.68		0.28		0.09	2.07	0.95	1.08
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]		0.11		0.02		0.01	0.15	0.03	0.06
Cab. Calc., gAu/mt mena		0.79		0.30		0.10	2.22	0.98	1.14
Promedio Cabeza, gAu/mt mena[2)]		0.77		0.30		0.11	2.22	0.96	1.12
NaCN Consumido, kg/mt mena		<0.07		0.22		0.10	<0.07	<0.07	<0.07
Cal Agregada, kg/mt mena		2.0		3.4		3.4	2.3	1.0	1.0
PH Solución Final		10.8		11.1		11.0	11.1	10.9	11.0
PH natural (40%solids)		6.4		2.9		5.0	6.6	6.6	6.5

1) Promedio de ensaye de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabeza.

Figura 9. – Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro,
Pruebas de Botella en Rodillos,
Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

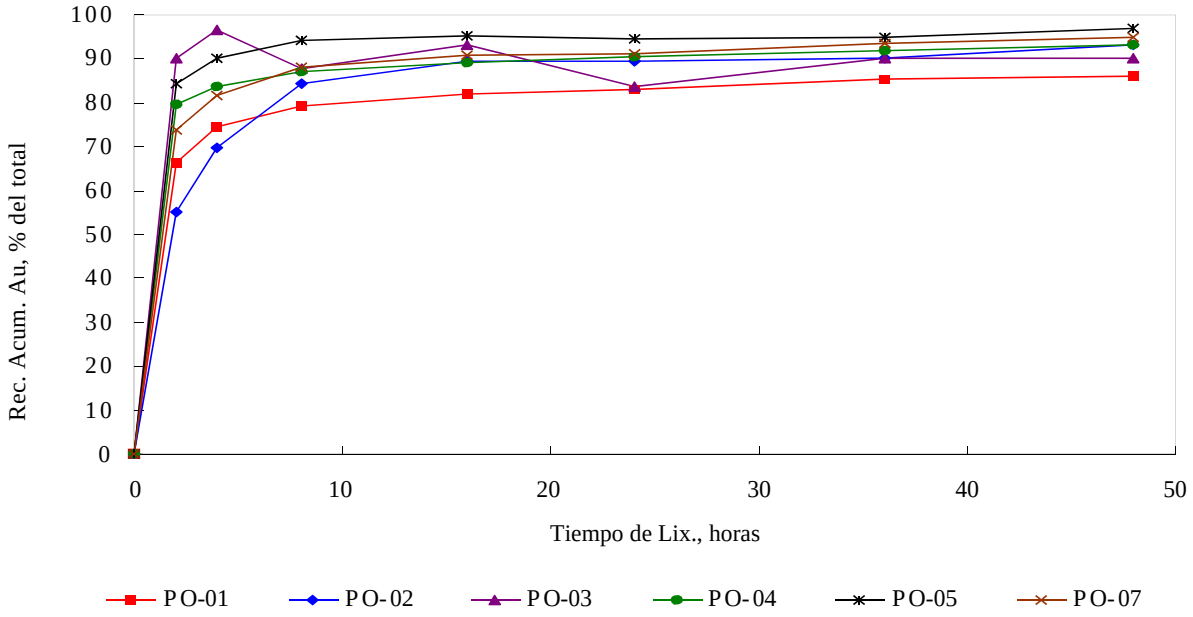


Tabla 18. – Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos,
Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Compuesto:	PO-09		PO-10		PO-13		PO-17	PO-18	PO-19
Resultados Metalúrgicos	(CY-7)		(CY-8)		(CY-10)		(CY-15)	(CY-12)	(CY-16)
Extracción: %de oro tot.									
En 2 horas	77.0	82.2	70.2	70.6	73.8	85.7			
En 4 horas	82.2	84.8	79.9	84.4	78.9	87.9			
En 8 horas	86.7	90.1	87.2	98.6	93.7	88.1			
En 16 horas	89.6	91.3	91.6	95.9	84.6	89.4			
En 24 horas	92.8	95.1	93.6	92.4	86.8	90.3			
En 36 horas	92.4	94.2	94.0	97.2	91.4	92.1			
En 48 horas	94.1	96.2	92.8	94.1	90.2	94.3			
Extraído, gAu/mt mena		1.76		1.00		2.18	0.16	0.55	0.99
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]		0.11		0.04		0.17	0.01	0.06	0.06
Cab. Calc., gAu/mt mena		1.87		1.04		2.35	0.17	0.61	1.05
Promedio Cab., gAu/mt mena[2)]		1.85		1.03		2.21	0.19	0.59	1.00
NaCN Consumido, kg/mt mena		<0.07		<0.07		0.87	0.90	<0.07	<0.07
Cal Agregada, kg/mt mena		2.6		2.8		2.2	7.7	1.5	1.2
PH Solución Final		11.1		11.1		11.1	11.1	11.0	10.9
PH natural (40%sólidos)		5.5		6.0		3.4	3.9	6.2	6.0

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 10. – Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro,
Pruebas de Botella en Rodillos,
Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm (como se recibió)
Tamaño Alim.

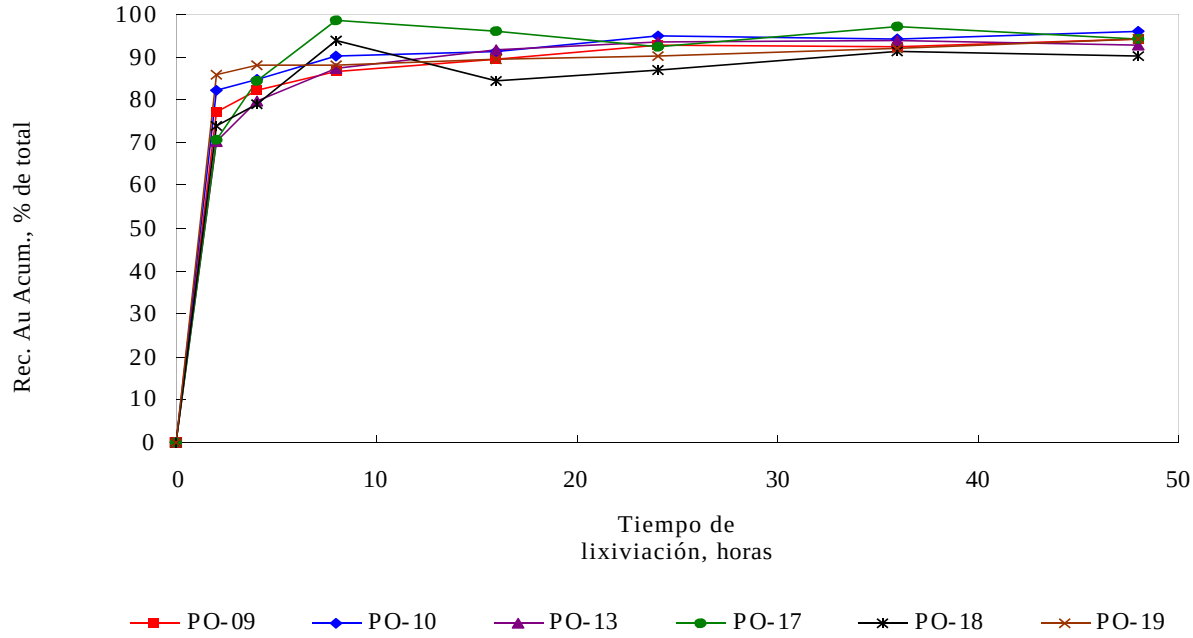


Tabla 19. – Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos,
Compuestos Cerro Quema, Óxido Quema Quemita, 6.3mm (como se recibió) Tam. Alim.

Compuesto:	QO-01	QO-02		QO-04	QO-05		QO-06		QO-07	QO-08	QO-09
Resultados Metalúrgicos	(CY-13)	(CY-14)		(CY-23)	(CY-17)		(CY-18)		(CY-19)	(CY-20)	(CY-21)
Extracción: %de oro tot.											
En 2 horas	81.2	82.4	62.9	68.4	71.7	65.9	61.7	77.1			
En 4 horas	84.1	83.7	71.1	72.0	78.9	75.0	67.7	78.3			
En 8 horas	86.8	85.3	77.8	72.1	85.3	79.9	72.6	79.0			
En 16 horas	87.8	84.1	84.9	75.0	87.5	82.5	74.4	83.8			
En 24 horas	90.4	86.7	89.8	75.0	86.1	83.8	77.5	84.3			
En 36 horas	87.8	85.0	92.4	75.7	87.6	83.8	78.9	88.8			
En 48 horas	90.2	89.4	93.9	75.7	88.7	83.9	80.0	88.6			
Extraído, gAu/mt mena	1.65	1.27		1.86	1.03		1.80		4.22	2.08	0.31
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]	0.18	0.15		0.12	0.33		0.23		0.81	0.52	0.04
Cab. Calc., gAu/mt mena	1.83	1.42		1.98	1.36		2.03		5.03	2.60	0.35
Promedio Cab., gAu/mt mena[2)]	1.66	1.34		1.79	1.37		1.95		4.89	2.45	0.32
NaCN Consumido, kg/mt mena	<0.07	<0.07		0.13	0.24		<0.07		<0.07	0.08	0.25
Cal Agregada, kg/mt mena	2.0	1.2		6.6	1.4		0.8		2.0	6.7	2.2
PH Solución Final	11.0	11.1		11.2	11.0		10.9		10.9	10.7	11.2
PH natural (40% sólidos)	6.9	6.3		2.6	6.1		6.3		5.8	5.2	6.2

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 11. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Quema Quemita Oxide, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

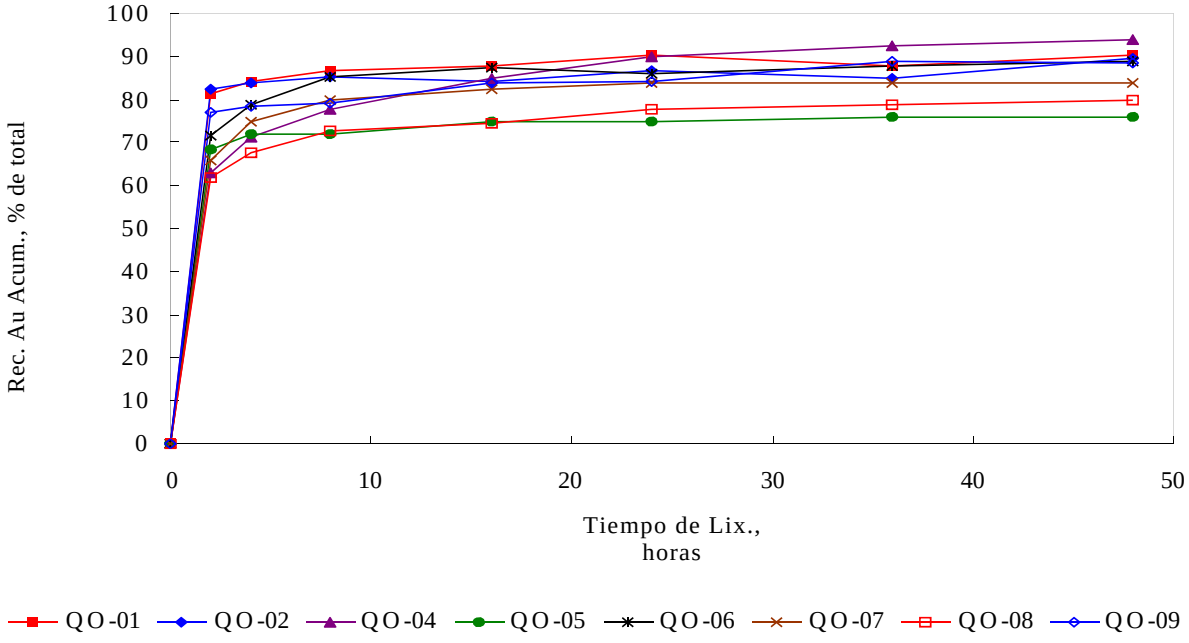
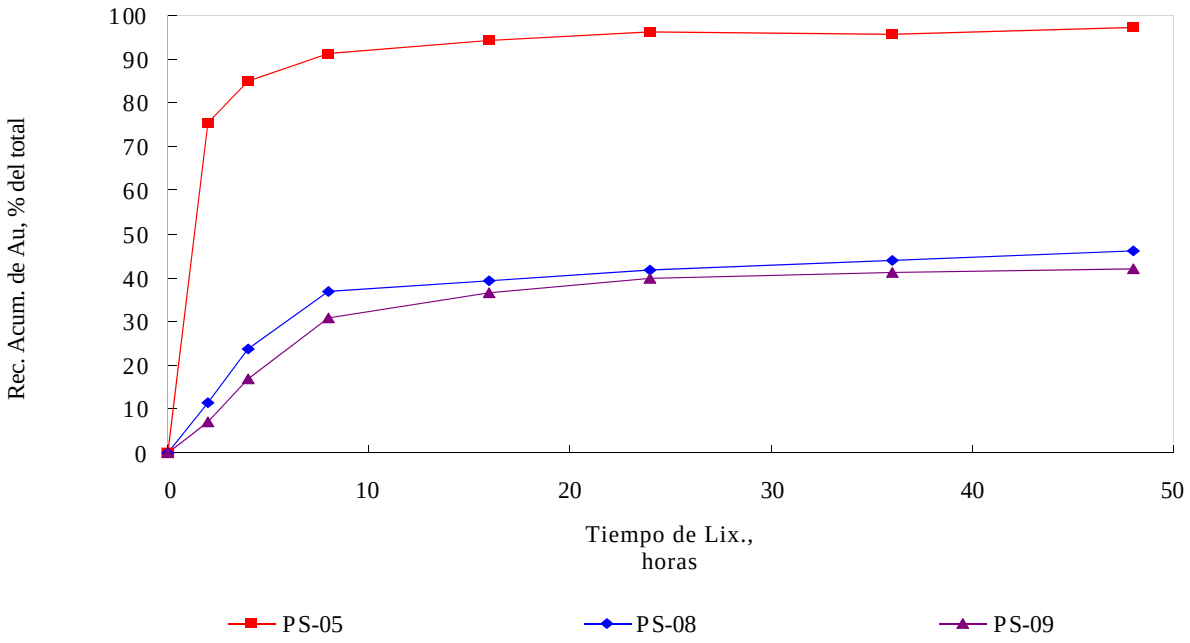


Tabla 20. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.

Compuesto: Resultados Metalúrgicos	PS-05 (CY-5)	PS-08 (CY-11)	PS-09 (CY-9)
Extracción: %de oro tot.			
En 2 horas	75.4	11.5	7.0
En 4 horas	84.9	23.9	16.9
En 8 horas	91.3	37.0	30.9
En 16 horas	94.3	39.3	36.5
En 24 horas	96.1	41.8	40.0
En 36 horas	95.6	44.1	41.1
En 48 horas	97.2	46.2	42.2
Extraído, gAu/mt mena	1.76	0.06	0.54
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]	0.05	0.07	0.74
Cab. Calc., gAu/mt mena	1.81	0.13	1.28
Promedio Cab., gAu/mt mena[2)]	1.79	0.13	1.28
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.15	4.43	5.22
Cal Agregada, kg/mt mena	2.9	26.1	39.7
PH Solución Final	10.9	10.3	10.3
PH natural (40% sólidos)	5.5	1.6	0.9

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 12. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm (como se recibió) Tamaño Alim.



Los resultados metalúrgicos generales muestran que los compuestos de óxido de La Pava y Quema Quemita son fácilmente susceptibles al tratamiento de cianuración directa agitada a un tamaño de alimentación de 6.3mm. Los compuestos sulfurosos de La Pava, excepto PS-05 el cual se cree que es un compuesto de óxido, no son susceptibles al tratamiento de cianuración directa agitada con el tamaño de alimentación de 6.3mm. La recuperación máxima de oro obtenida a partir del tamaño de alimentación fue 97.2%, (PS-05), la mínima fue 42.2% (PS-09), con un promedio de 86.6%, en 48 horas de lixiviación. La información para materiales compuestos, PO-03 y PO-17 fueron un tanto erráticos, debido a la naturaleza de baja ley de las muestras y la variedad analítica (ley de solución preñada cerca del límites de detección de absorción atómica). También se destacó variabilidad analítica en el compuesto PO-18.

Las tasas de recuperación de oro fueron rápidas, en general. Un ciclo mayor de lixiviación no aumentaría significativamente las recuperaciones.

Los consumos de cianuro fueron moderados para los materiales compuestos de óxido, alto para los compuestos sulfurosos y oscilaron de <0.07 a 5.2 kg/mt mineral. Los requerimientos de cal fueron generalmente altos y oscilaron desde0.8 a 39.7 kg/mt mineral. Los altos requisitos de reactivos para materiales compuestos sulfurosos indican que algunas oxidaciones de minerales sulfurosos ocurrieron antes de la adquisición de las muestras.

Tabla 21. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Compuesto:	PO-08		PO-11		PO-14	
Tam. Alim. (P_{80}):	12.5mm	6.3mm	12.5mm	6.3mm	12.5mm	6.3mm
Resultados Metalúrgicos	(CY-31)	(CY-24)	(CY-32)	(CY-25)	(CY-33)	(CY-26)
Extracción: %de oro tot.						
En 2 horas	45.9	50.6	71.9	80.6	68.9	87.9
En 4 horas	54.2	61.6	76.7	83.9	78.4	80.9
En 8 horas	66.4	69.3	83.2	87.1	86.0	85.8
En 16 horas	75.8	79.2	89.7	92.3	91.4	98.5
En 24 horas	78.4	83.9	92.5	95.3	94.3	93.4
En 36 horas	84.3	86.7	93.2	95.5	94.7	94.8
En 48 horas	87.1	87.5	95.9	95.5	95.1	94.8
Extraído, gAu/mt mena	0.74	0.70	0.70	0.64	0.58	0.55
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]	0.11	0.10	0.03	0.03	0.03	0.03
Cab. Calc., gAu/mt mena	0.85	0.80	0.73	0.67	0.61	0.58
Promedio Cab., gAu/mt mena[2)]	0.81	0.81	0.69	0.69	0.59	0.59
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.07	<0.07	<0.07	0.11	<0.07	0.12
Cal Agregada, kg/mt mena	0.9	1.0	2.3	2.9	1.6	1.5
PH Solución Final	10.8	11.3	11.0	11.1	10.7	10.8
PH natural (40% sólidos)	8.0	7.1	6.2	6.1	6.6	6.2

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 13. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

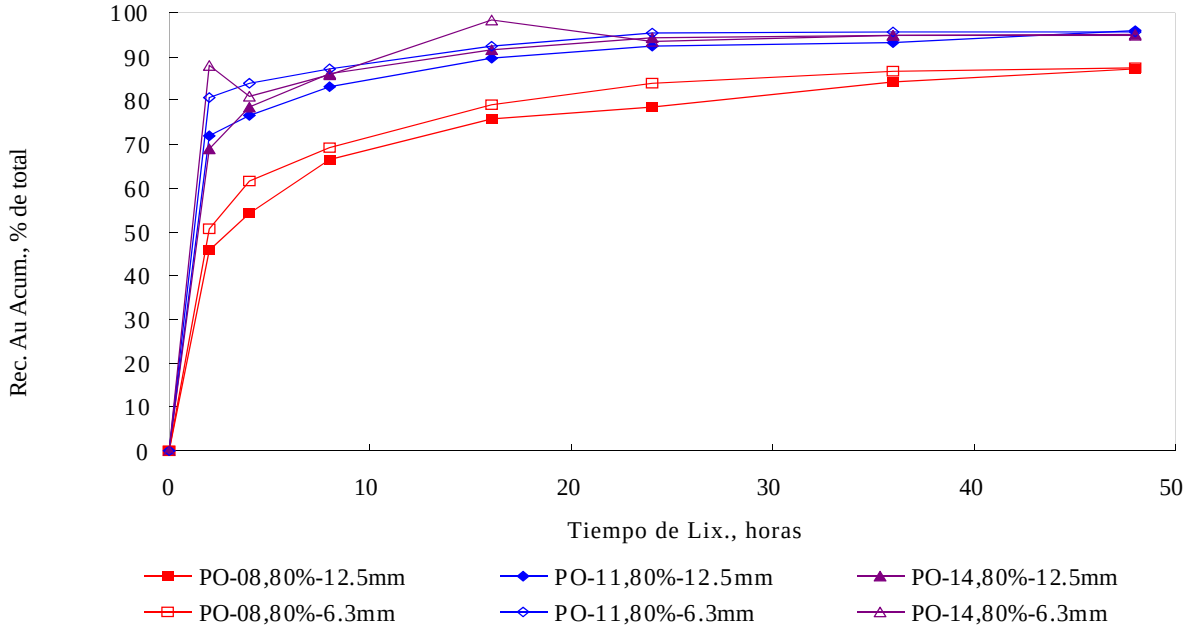


Tabla 22. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Compuesto:	PO-15				PO-16	
Tam. Alim. (P_{80}):	12.5mm		6.3mm		12.5mm	6.3mm
Resultados Metalúrgicos	(CY-34)		(CY-27)		(CY-36)	(CY-29)
Extracción: %de oro tot.						
En 2 horas	61.2	71.9	61.0	67.9		
En 4 horas	65.3	78.6	68.7	74.4		
En 8 horas	79.1	87.3	80.0	84.6		
En 16 horas	83.6	92.2	88.2	89.8		
En 24 horas	90.3	93.1	91.4	91.7		
En 36 horas	91.2	95.9	94.2	93.1		
En 48 horas	93.4	95.9	94.2	96.4		
Extraído, gAu/mt mena	0.71		0.70		0.81	0.81
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]	0.05		0.03		0.05	0.03
Cab. Calc., gAu/mt mena	0.76		0.73		0.86	0.84
Promedio cabeza, gAu/mt mena[2)]	0.71		0.71		0.86	0.86
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.18		0.13		0.31	0.39
Cal Agregada, kg/mt mena	2.9		3.4		4.1	4.4
PH Solución Final	10.9		11.0		10.8	11.1
PH natural (40% sólidos)	6.2		6.2		5.1	4.8

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 14. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

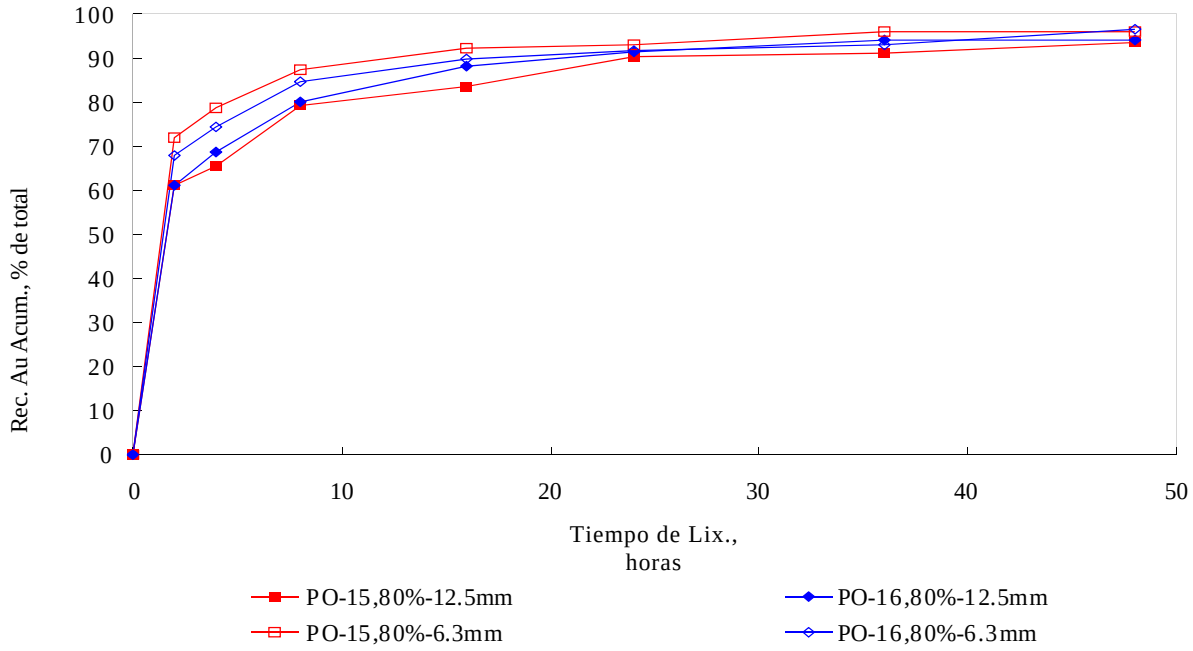
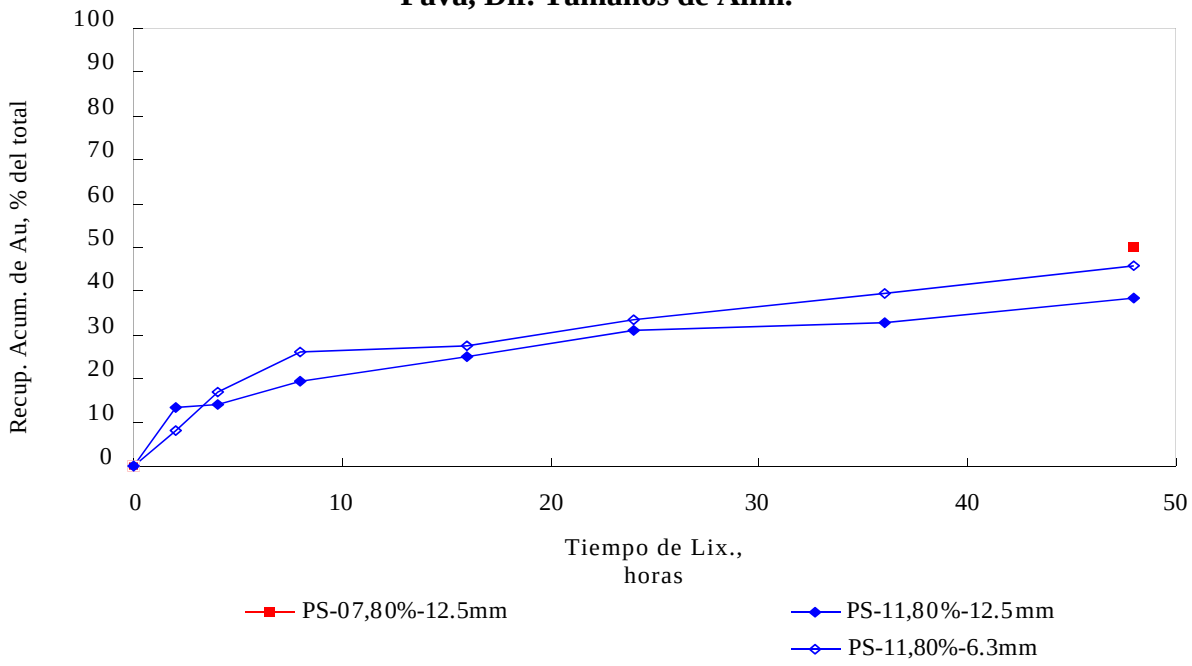


Tabla 23. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, Dif. Tamaños de Alim.

Compuesto:	PS-07		PS-11	
Tam. Alim. (P_{80}):	12.5mm	6.3mm	12.5mm	6.3mm
Resultados Metalúrgicos	(CY-37)	(CY-30)	(CY-35)	(CY-28)
Extracción: %de oro tot.				
En 2 horas	13.2	8.1		
En 4 horas	14.2	16.8		
En 8 horas	19.5	26.0		
En 16 horas	25.1	27.6		
En 24 horas	31.0	33.4 e		
En 36 horas	32.9	39.5		
En 48 horas	50.0	<25.0	38.2	45.9
Extraído, gAu/mt mena	0.02	<0.01	0.13	0.17
Ens. Cola, gAu/mt mena[1)]	0.02	0.03	0.21	0.20
Cab. Calc., gAu/mt mena	0.04	<0.04	0.34	0.37
Promedio Cab., gAu/mt mena[2)]	0.04	0.04	0.34	0.34
NaCN Consumido, kg/mt mena	1.35	1.02	3.91	3.74
Cal Agregada, kg/mt mena	13.4	11.5	7.9	7.9
PH Solución Final	10.7	10.5	12.0	11.5
PH natural (40% sólidos)	2.7	1.9	1.8	1.9

1) Promedio de Ensayes de colas por triplicado.
2) Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 15. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Botella en Rodillos, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, Dif. Tamaños de Alim.



Los resultados metalúrgicos generales muestran que los compuestos de óxidos de La Pava son fácilmente susceptibles al tratamiento de cianuración directa agitada en los tamaños de alimentación de 12.5 mm y 6.3 mm. El material compuesto sulfuroso de La Pava (PS-07) tenía demasiado baja la ley para determinar con precisión la recuperación del oro. El material compuesto PS-11 no era susceptible para el tratamiento de cianuración directa agitada en cualquier tamaño de alimentación evaluado.

La recuperación de oro en los materiales compuestos de óxido de La Pava con el tamaño de alimentación triturada 80% a -12.5mm varió de 87.1 (PO-08) a 95.9% (PO-11) y un promedio de 93.1% con 48 horas de cianuración. Las recuperaciones de alimentación de 80% a -6.3mm variaron desde 87.5 a 96.4 (PO-16) porciento y un promedio de 94.0% en 48 horas de lixiviación. Los datos demuestran que estos compuestos de óxido de La Pava no son marcadamente sensibles al tamaño triturado para los dos tamaños de alimentación evaluados. Una vez más, se observó una cierta variabilidad de recuperación de oro provisional y fue causada en gran parte por una ligera variabilidad en el análisis de la solución preñada (AA).

Las tasas de recuperación del oro generalmente eran rápidas y un mayor ciclo de lixiviación ya no mejoraría significativamente la recuperación de oro para la mayoría de los compuestos.

Los consumos de cianuro fueron bajos para los materiales compuestos de óxido, altas para los compuestos sulfurosos y osciló de <0.07 a 3.91 kg/mt mineral. Los requerimientos de cal fueron generalmente altos y variaron de 0.9 a 13.4 kg/mt mineral.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN CON FLUJO ASCENDENTE EN TANQUE

Las pruebas de lixiviación con flujo ascendente en tanque se llevaron a cabo en cada uno de los 30 compuestos con el tamaño de alimentación 6.3mm (23 compuestos fueron utilizados con el tamaño de alimentación recibido y 7 se trituraron al 80% 6.3mm) para determinar la recuperación de oro, tasa de recuperación y requisitos de reactivo, bajo condiciones de lixiviación simulada.

Cargas de mineral secos (~ 10 kg cada una) se mezclaron con cal antes de los procedimientos de carga de columna. La cal equivalente al 100% del requerimiento de cal de la prueba de botella se añadió a las cargas de mineral. Las cargas de mineral fueron colocadas en las columnas de lixiviación de 15cm D.I. x 3m de alto de manera que reduzca al mínimo la segregación de las partículas y la compactación.

Se llevó a cabo la lixiviación sin circuitos de carbono, mediante la aplicación de solución de cianuro (0.5 gNaCN/L de solución) sobre las cargas de mineral para lograr el 30% en peso de sólidos, de fluidización del lecho de mineral y ciclado durante 48 horas. El ciclado se suspendió brevemente después de 1, 4, 8, 12, 18, 24 y 36 horas para permitir que las pulpas se asentaran de manera que las muestras de solución preñada podrían ser tomadas para análisis de oro por métodos de A.A. Los volúmenes de solución preñada se midieron y se tomaron muestras. Se determinaron las concentraciones de cianuro y pH para cada solución preñada. El agua de relleno, equivalente al agua retirada, se añadió a las pulpas. Las concentraciones de cianuro se

restauraron a niveles iniciales. La cal se añadió en caso necesario, para mantener el pH de lixiviación entre los 10.8 y 11.2. Entonces se reanudó el ciclado.

Después de 48 horas, la solución preñada se drenó. Se midieron los volúmenes finales de solución preñada y se tomaron muestras para el análisis de oro. Se determinaron las concentraciones finales de pH y cianuro. La solución preñada restante se guardó para el siguiente ensaye.

Después de la lixiviación y el drenaje de la solución preñada, se realizó el lavado con agua para eliminar el cianuro residual (requisito local) y recuperar los valores disueltos de oro. Se recogieron por separado los lodos del tanque de sedimentación y se lavaron en cubeta. Los residuos secundarios se lavaron en las columnas mediante el drenaje de la solución clara a partir del sobrenadante original y el ciclado de la Columna durante un período de 15 minutos, después, añadiendo agua fresca, pulsándola hasta que se alcance el nivel de sobrenadante original y el ciclado de la Columna durante un período de 15 minutos. Se repite este proceso hasta que no se detecte cianuro libre.

Después del lavado, los residuos secundarios fueron retirados de las Columnas. Residuos gruesos y finos (lodos) se pesaron individualmente húmedos y se registraron los pesos. Residuos de cola (gruesos y finos) se tamizan, se secan, se pesan y cada fracción de tamaño se somete a un ensaye para determinar el contenido de oro residual y datos de distribución.

Los resultados metalúrgicos generales de las pruebas de lixiviación en tanques de lixiviación con flujo ascendente se muestran en las Tablas de la 24 a la 28. Los perfiles de la tasa de lixiviación de oro se muestran gráficamente en las Figuras 16 a la 20. El análisis de cabeza y análisis granulométrico de las colas y los resultados de la recuperación por tamaño de fracciones se proporcionan en las Tablas 29 a la 58. En la Sección del Apéndice de este informe se proporciona información detallada de las pruebas de lixiviación en tanques, incluyendo balance de cobre y mercurio, resultado de pruebas de neutralización del cianuro, residuos de lixiviación en tanques ICP, gruesos y finos (lodos) restos de distribución del tamaño de partícula.

Tabla 24. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Compuesto:	PO-01	PO-02	PO-03	PO-04	PO-05
Resultados Metalúrgicos	(V-1)	(V-2)	(V-3)	(V-4)	(V-5)
Extracción: % de oro tot.					
En 1 hora	56.9	27.4	42.6	57.5	58.4
En 4 horas	67.1	54.8	64.0	80.2	89.0
En 8 horas	73.7	63.8	82.7	91.8	
En 12 horas	77.2	82.0	64.1	86.3	94.6
En 18 horas	80.7	82.2	64.3	87.6	97.4
En 24 horas	84.2	91.4	81.8	90.1	97.6
En 36 horas	84.4	91.7	81.8	90.4	97.8
En 48 horas	85.9	92.3	81.8	92.8	97.8
Extraído, gAu/mt mena	0.61	0.24	0.09	1.92	0.90
Crib. Cola, gAu/mt mena	0.10	0.02	0.02	0.15	0.02
Cab. Calc., gAu/mt mena	0.71	0.26	0.11	2.07	0.92
Promedio Cabeza, gAu/mt mena*	0.77	0.30	0.11	2.22	0.96
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.11	0.40	0.24	0.12	0.12
Cal Agregada, kg/mt mena	2.3	4.0	3.6	2.5	1.0
PH Final	11.0	11.2	10.4	10.5	10.8

* Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 16. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

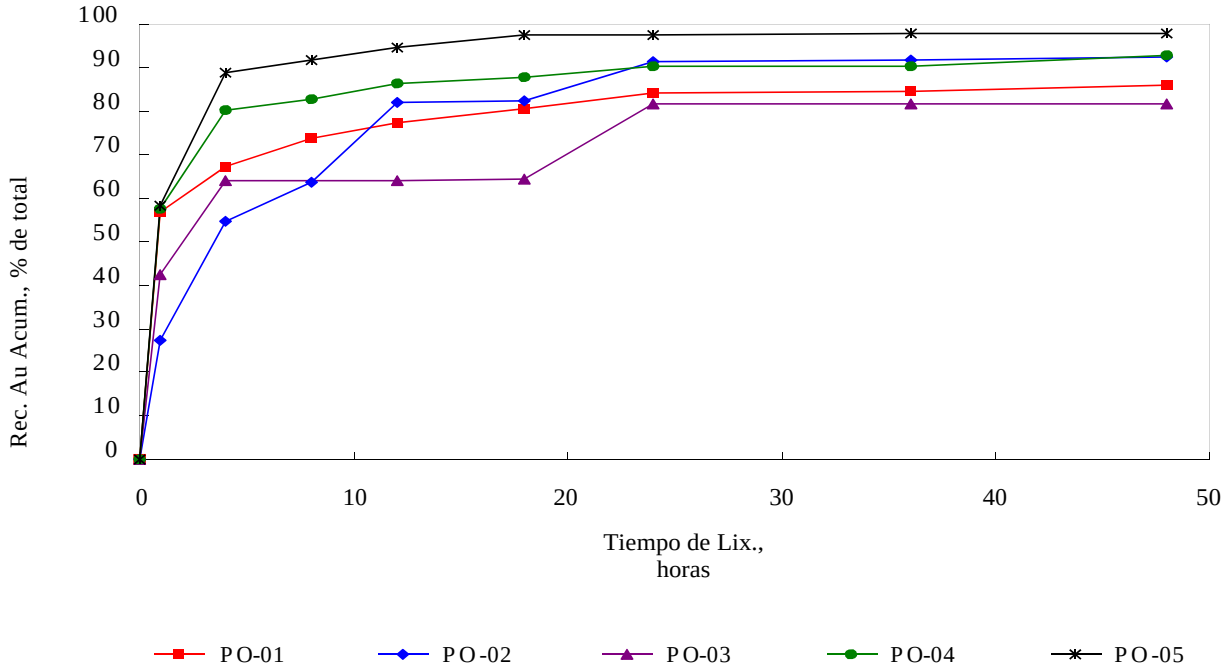


Tabla 25. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Compuesto:	PO-07	PO-08	PO-09	PO-10	PO-11	PO-13
Resultados Metalúrgicos	(V-6)	(V-7)	(V-8)	(V-9)	(V-10)	(V-11)
Extracción: %de oro tot.						
En 1 hora	43.5	20.4	46.9	53.2	61.3	46.7
En 4 horas	75.6	46.7	76.1	75.2	75.1	75.7
En 8 horas	80.4	64.4	85.9	82.6	88.9	82.5
En 12 horas	85.2	73.3	87.5	87.7	85.8	86.1
En 18 horas	87.7	76.4	89.1	87.9	89.4	86.3
En 24 horas	87.9	79.5	90.8	93.0	89.6	87.6
En 36 horas	90.4	82.6	93.8	93.2	89.8	90.1
En 48 horas	93.1	86.3	94.1	95.9	>97.1	91.4
Extraído, gAu/mt mena	0.95	0.69	1.59	0.93	0.67	1.92
Crib. Cola, gAu/mt mena	0.07	0.11	0.10	0.04	<0.02	0.18
Cab. Calc., gAu/mt mena	1.02	0.80	1.69	0.97	<0.69	2.10
Promedio Cab., gAu/mt mena*	1.12	0.81	1.85	1.03	0.69	2.21
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.23	0.12	0.12	0.23	0.12	0.82
Cal Agregada, kg/mt mena	1.0	1.2	2.8	3.0	2.8	2.3
pH Final	10.6	10.8	10.8	10.8	10.7	10.7

* Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 17. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

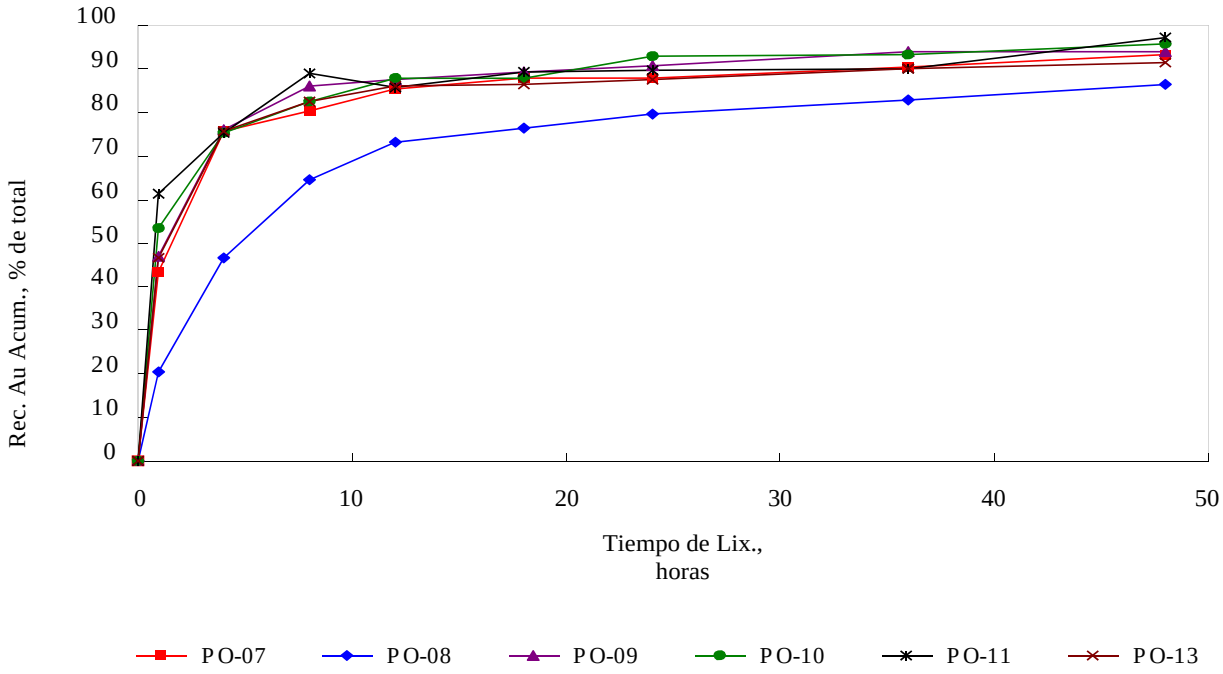
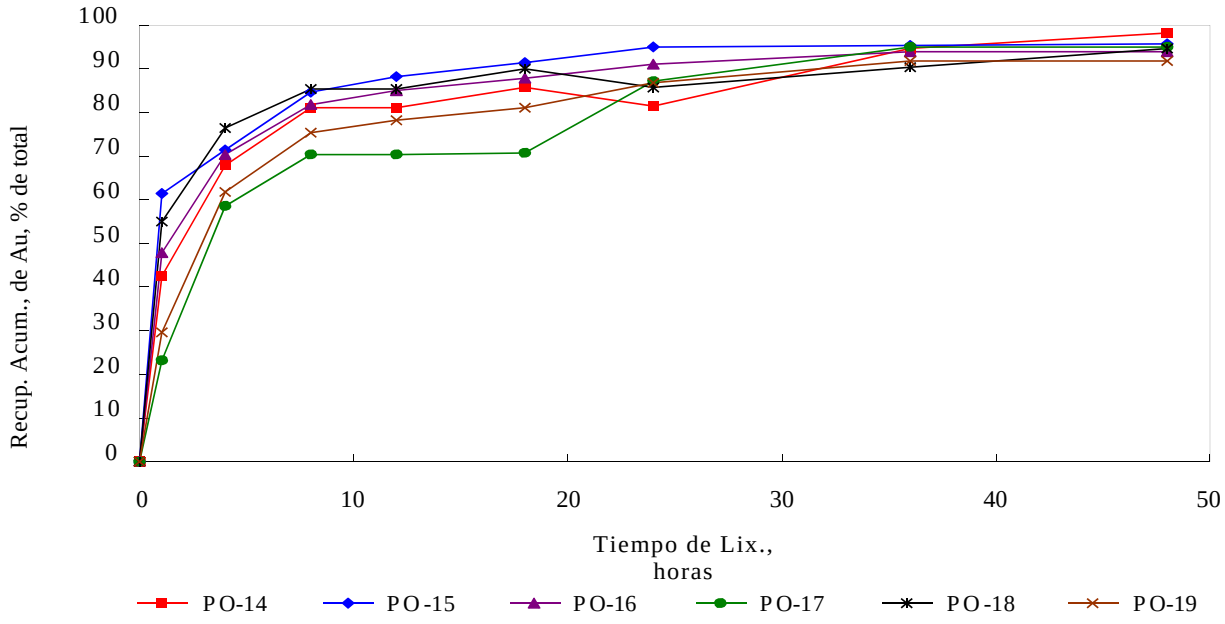


Tabla 26. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Compuesto:	PO-14		PO-15		PO-16		PO-17	PO-18	PO-19
Resultados Metalúrgicos	(V-12)		(V-13)		(V-14)		(V-15)	(V-16)	(V-17)
Extracción: %de oro tot.									
En 1 horas	42.4	61.6	47.8	23.3	55.2	29.5			
En 4 horas	68.0	71.5	70.4	58.4	76.5	61.8			
En 8 horas	80.9	84.6	81.8	70.2	85.2	75.3			
En 12 horas	81.1	88.1	84.9	70.4	85.4	78.2			
En 18 horas	85.6	91.6	87.9	70.6	89.9	81.1			
En 24 horas	81.5	95.0	90.9	87.2	85.9	86.7			
En 36 horas	94.5	95.3	94.0	95.0	90.3	92.0			
En 48 horas	98.2	95.8	94.0	>95.0	94.5	92.0			
Extraído, gAu/mt mena	0.54		0.69		0.78		0.19	0.52	0.80
Crib. Cola, gAu/mt mena	0.01		0.03		0.05		<0.01	0.03	0.07
Cab. Calc., gAu/mt mena	0.55		0.72		0.83		<0.20	0.55	0.87
Promedio Cabeza, gAu/mt mena*	0.59		0.71		0.86		0.19	0.59	1.00
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.13		0.12		0.23		1.48	<0.07	0.12
Cal Agregada, kg/mt mena	1.6		3.8		4.7		3.7	1.9	1.6
PH final	10.8		11.1		10.6		10.9	11.3	11.2

* Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 18. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Óxido La Pava, 6.3mm Tam. Alim.



Los resultados metalúrgicos generales muestran que los compuestos de óxido de La Pava se adaptan al tratamiento de lixiviación por cianuración en tanques de flujo ascendente a un tamaño de alimentación de 6.3 mm. La recuperación máxima de oro obtenida a partir de la alimentación de 6.3 mm fue del 98,2%, la mínima fue de 81,8%, con un promedio de 92,8%, en 48 horas de lixiviación. La lixiviación se terminó sustancialmente en 24 horas. Se observó cierta variabilidad analítica para los compuestos PO-03 y PO-17, debido a la baja calidad de las muestras analizadas.

En general las tasas de recuperación de oro fueron rápidas. Un ciclo más largo de lixiviación no mejoraría significativamente las recuperaciones.

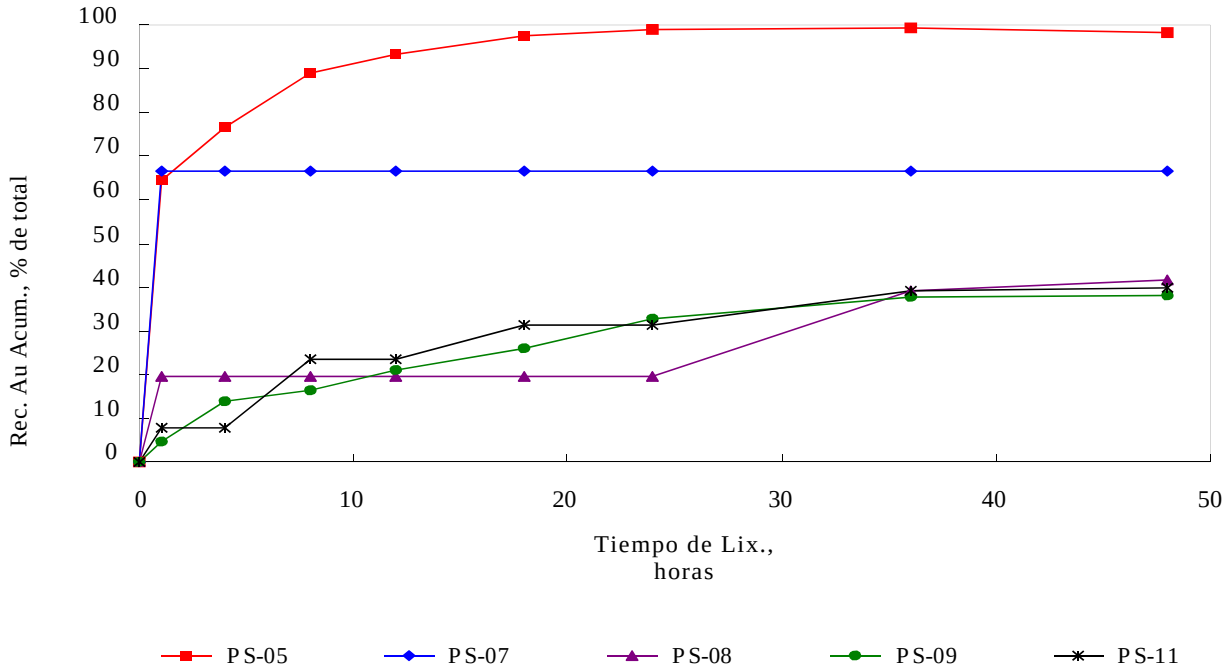
Los consumos de cianuro en general fueron bajos, a excepción del compuesto PO-17 (1,48 kg/mt de mineral) y variaron de <0,07 a 1,48 kg/mt de mineral. Los requerimientos de cal fueron de menos a más y variaron desde 1,0 hasta 4,7 kg/mt de mineral.

Tabla 27. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm Tam. Alim.

Compuesto:			PS-05		PS-07	PS-08	PS-09	PS-11
Resultados Metalúrgicos			(V-18)		(V-19)	(V-20)	(V-21)	(V-22)
Extracción: % de oro tot.								
En 1 horas	64.4	66.7	19.4	4.7	7.8			
En 4 horas	76.6	66.7	19.5	14.0	7.8			
En 8 horas	88.9	66.7	19.5	16.4	23.4			
En 12 horas	93.1	66.7	19.6	21.1	23.4			
En 18 horas	97.4	66.7	19.6	25.8	31.3			
En 24 horas	99.0	66.7	19.7	32.9	31.4			
En 36 horas	99.3	66.7	39.2	37.6	39.2			
En 48 horas	98.3	>66.7	41.7	38.0	40.0			
Extraído, gAu/mt mena			1.71		0.02	0.05	0.38	0.12
Crib. Cola, gAu/mt mena			0.03		<0.01	0.07	0.62	0.18
Cab. Calc., gAu/mt mena			1.74		<0.03	0.12	1.00	0.30
Promedio Cabeza, gAu/mt mena*			1.79		0.04	0.13	1.28	0.34
NaCN Consumido, kg/mt mena			<0.07		2.38	3.74	5.60	3.17
Cal Agregada, kg/mt mena			6.5		11.6	26.1	40.7	8.8
PH final			11.3		10.9	10.9	10.8	10.9

* Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 19. - Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Sulfuro La Pava, 6.3mm Tam. Alim.



Resultados metalúrgicos generales muestran que el compuesto PS-05, el cual se cree es un compuesto óxido era fácilmente susceptible al tratamiento de cianuración de lixiviación en tanques de flujo ascendente en alimentación de 6.3 mm el compuesto PS-07 era fácilmente susceptible al tratamiento de cianuración de lixiviación en tanques de flujo ascendente en alimentación de 6.3 mm. Tres compuestos sulfurosos de La Pava (PS-08, PS-09 y PS-11) no son susceptibles al tratamiento de cianuración de lixiviación en tanques de flujo ascendente con el tamaño de alimentación analizado. La recuperación máxima de oro obtenida de una alimentación de 6.3 mm fue de 98,3%, la mínima fue de 38,0%, con un promedio de 56,9%, en 48 horas de lixiviación.

Las tazas de recuperación de oro fueron rápidas para los compuestos PS-05 y PS-07 y moderadas para los compuestos PS-08, PS-09 y PS-11. Un ciclo de lixiviación más largo no mejoraría significativamente las recuperaciones.

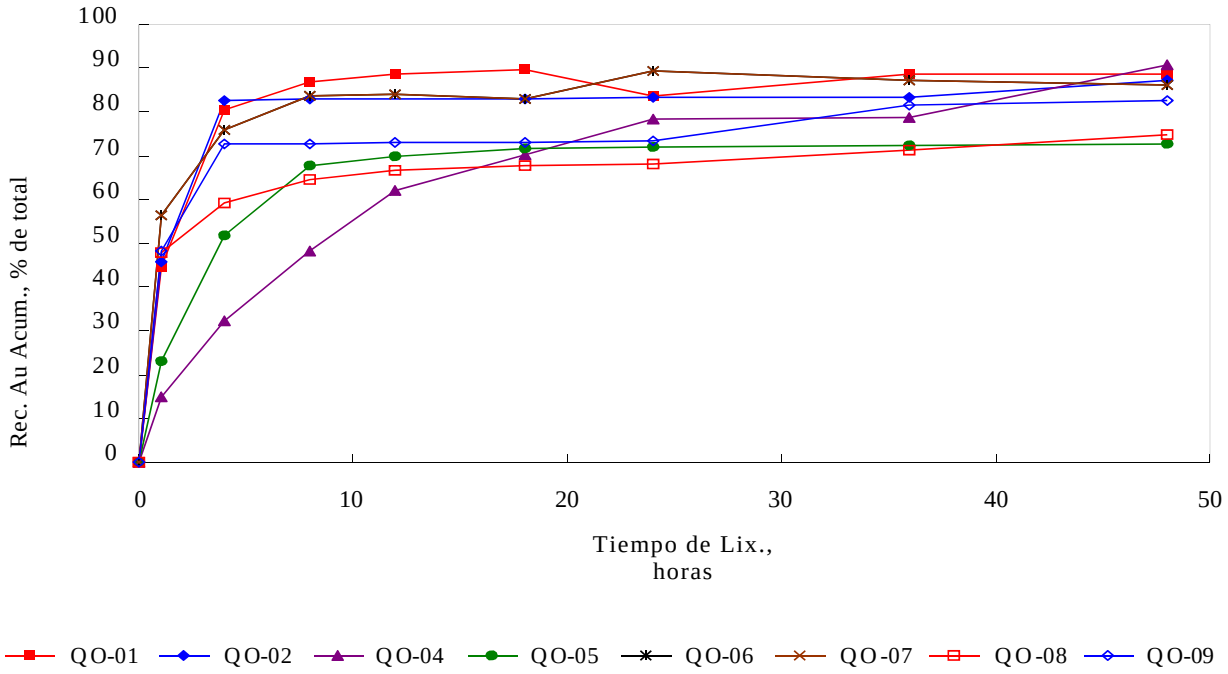
Los consumos de cianuro fueron altos, excepto para el compuesto PS-05 (<0,07 kg/mt de mineral), que se cree que es un óxido y variaron de <0,07 a 5,6 kg/mt de mineral. Los requerimientos de cal fueron altos y variaron desde 6,5 hasta 40,7 kg/mt de mineral.

Tabla 28. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Tanque, Compuestos Cerro Quema, Quema Quemita Oxide, 6.3mm Tam. Alim.

Compuesto:	QO-01	QO-02	QO-04	QO-05	QO-06	QO-07	QO-08	QO-09
Resultados Metalúrgicos	(V-23)	(V-24)	(V-25)	(V-26)	(V-27)	(V-28)	(V-29)	(V-30)
Extracción: % de oro tot.								
En 1 hora	44.8	45.6	14.8	23.2	56.4	58.7	47.9	48.3
En 4 horas	80.5	82.6	32.2	51.7	75.8	70.8	59.2	72.5
En 8 horas	86.9	82.8	48.4	67.9	83.7	78.0	64.5	72.7
En 12 horas	88.6	61.9	69.8	83.9	77.7	66.7	72.9	
En 18 horas	89.8	83.0	70.1	71.8	82.8	79.8	67.9	73.1
En 24 horas	83.8	83.2	78.4	72.0	89.5	83.0	68.0	73.3
En 36 horas	88.7	83.5	78.6	72.2	87.1	84.3	71.3	81.5
En 48 horas	88.7	87.2	90.8	72.5	86.3	84.4	74.7	82.8
Extraído, gAu/mt mena	1.34	1.16	1.58	0.95	1.57	3.96	1.71	0.24
Crib. Cola, gAu/mt mena	0.17	0.17	0.16	0.36	0.25	0.73	0.58	0.05
Cab. Calc., gAu/mt mena	1.51	1.33	1.74	1.31	1.82	4.69	2.29	0.29
Promedio Cab., gAu/mt mena*	1.66	1.34	1.79	1.37	1.95	4.89	2.45	0.32
NaCN Consumido, kg/mt mena	0.28	0.12	0.12	0.12	0.23	0.47	0.21	<0.07
Cal Agregada, kg/mt mena	2.3	1.6	6.6	1.6	0.9	2.3	6.9	2.3
PH final	10.5	10.7	11.8	10.8	10.7	10.9	11.0	11.0

* Promedio de toda la determinación de ley de cabezas.

Figura 20. - Perfiles de Tasa de Lix. de Oro, Pruebas de Lix. en Tanque, Comp. Cerro Quema, Óxido Quema Quemita, 6.3mm Tam. Alim.



Los resultados metalúrgicos generales muestran que los compuestos de óxido de Quema Quemita son susceptibles al tratamiento de lixiviación por cianuración en tanques de flujo ascendente con una alimentación de 6.3 mm. La recuperación máxima de oro alcanzada con una alimentación de 6.3 mm fue de 90.8%, la mínima fue de 72.5%, con un promedio de 83.4%, en 48 horas de lixiviación.

Las tasas de recuperación de oro fueron rápidas. Un ciclo de lixiviación más largo no mejoraría significativamente las recuperaciones.

Los consumos de cianuro fueron bajos para todos los compuestos de Quema Quemita y variaron de <0.07 a 0.47 kg/mt de mineral. Los requerimientos de cal fueron de menos a más y variaron desde 0.9 a 6.9 kg/mt de mineral.

Tabla 29. – Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-01 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	3.7	3.7	0.80	3.8	3.8
-6.3mm+1.7mm	19.3	23.0	0.77	19.2	23.0
-1.7mm+420µm	25.6	48.6	0.68	22.4	45.4
-420µm+212µm	9.2	57.8	0.67	8.0	53.4
-212µm+150µm	2.7	60.5	0.81	2.8	56.2
-150µm+75µm	3.7	64.2	0.86	4.1	60.3
-75µm	35.8	100.0	0.86	39.7	100.0
Compuesto	100.0		0.78	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-1)					
+6.3mm	3.9	3.9	0.15	5.6	5.6
-6.3mm+1.7mm	20.6	24.5	0.13	25.5	31.1
-1.7mm+420µm	26.5	51.0	0.11	27.8	58.9
-420µm+212µm	8.5	59.5	0.15	12.2	71.1
-212µm+150µm	2.7	62.2	0.15	3.9	75.0
-150µm+75µm	3.9	66.1	0.15	5.6	80.6
-75µm	33.9	100.0	0.06	19.4	100.0
Compuesto	100.0		0.10	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-1)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	3.7	3.9	0.80	0.15	81.3
-6.3mm+1.7mm	19.3	20.6	0.77	0.13	83.1
-1.7mm+420µm	25.6	26.5	0.68	0.11	83.8
-420µm+212µm	9.2	8.5	0.67	0.15	77.6
-212µm+150µm	2.7	2.7	0.81	0.15	81.5
-150µm+75µm	3.7	3.9	0.86	0.15	82.6
-75µm	35.8	33.9	0.86	0.06	93.0
Compuesto	100.0	100.0	0.78	0.10	87.2

Tabla 30. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-02 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	3.4	3.4	0.29	3.2	3.2
-6.3mm+1.7mm	22.2	25.6	0.31	22.7	25.9
-1.7mm+420µm	25.8	51.4	0.24	20.4	46.3
-420µm+212µm	7.2	58.6	0.18	4.3	50.6
-212µm+150µm	2.5	61.1	0.19	1.6	52.2
-150µm+75µm	4.3	65.4	0.23	3.3	55.5
-75µm	34.6	100.0	0.39	44.5	100.0
Compuesto	100.0		0.30	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-2)					
+6.3mm	4.1	4.1	0.07	12.5	12.5
-6.3mm+1.7mm	22.6	26.7	0.03	29.5	42.0
-1.7mm+420µm	26.0	52.7	0.02	22.7	64.7
-420µm+212µm	7.0	59.7	0.01	3.1	67.8
-212µm+150µm	2.8	62.5	0.01	1.2	69.0
-150µm+75µm	3.7	66.2	0.01	1.6	70.6
-75µm	33.8	100.0	0.02	29.4	100.0
Compuesto	100.0		0.02	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-2)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	3.4	4.1	0.29	0.07	75.9
-6.3mm+1.7mm	22.2	22.6	0.31	0.03	90.3
-1.7mm+420µm	25.8	26.0	0.24	0.02	91.7
-420µm+212µm	7.2	7.0	0.18	0.01	94.4
-212µm+150µm	2.5	2.8	0.19	0.01	94.7
-150µm+75µm	4.3	3.7	0.23	0.01	95.7
-75µm	34.6	33.8	0.39	0.02	94.9
Compuesto	100.0	100.0	0.30	0.02	93.3

Tabla 31. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-03 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tamaño Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	16.4	16.4	0.08	11.7	11.7
-1.7mm+420µm	33.6	50.0	0.06	17.9	29.6
-420µm+212µm	10.8	60.8	0.06	5.8	35.4
-212µm+150µm	4.2	65.0	0.05	1.9	37.3
-150µm+75µm	6.2	71.2	0.07	3.8	41.1
-75µm	28.8	100.0	0.23	58.9	100.0
Compuesto	100.0		0.11	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-3)					
+6.3mm	0.0	0.0	0.05	0.0	0.0
-6.3mm+1.7mm	14.3	14.3	0.02	11.7	11.7
-1.7mm+420µm	32.0	46.3	0.03	39.3	51.0
-420µm+212µm	10.0	56.3	0.02	8.2	59.2
-212µm+150µm	7.7	64.0	0.03	9.5	68.7
-150µm+75µm	4.4	68.4	0.03	5.4	74.1
-75µm	31.6	100.0	0.02	25.9	100.0
Compuesto	100.0		0.02	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-3)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	0.0	<0.1		0.05	N/A
-6.3mm+1.7mm	16.4	14.3	0.08	0.02	75.0
-1.7mm+420µm	33.6	32.0	0.06	0.03	50.0
-420µm+212µm	10.8	10.0	0.06	0.02	66.7
-212µm+150µm	4.2	7.7	0.05	0.03	40.0
-150µm+75µm	6.2	4.4	0.07	0.03	57.1
-75µm	28.8	31.6	0.23	0.02	91.3
Compuesto	100.0	100.0	0.11	0.02	81.8

Tabla 32. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-04 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	5.9	5.9	1.71	4.4	4.4
-6.3mm+1.7mm	21.2	27.1	1.53	14.1	18.5
-1.7mm+420µm	18.3	45.4	1.40	11.1	29.6
-420µm+212µm	5.2	50.6	1.68	3.8	33.4
-212µm+150µm	1.9	52.5	2.17	1.8	35.2
-150µm+75µm	2.6	55.1	2.59	2.9	38.1
-75µm	44.9	100.0	3.17	61.9	100.0
Compuesto	100.0		2.30	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-4)					
+6.3mm	5.9	5.9	0.28	11.2	11.2
-6.3mm+1.7mm	19.1	25.0	0.15	19.4	30.6
-1.7mm+420µm	19.8	44.8	0.15	20.1	50.7
-420µm+212µm	6.0	50.8	0.24	9.7	60.4
-212µm+150µm	1.5	52.3	0.27	2.7	63.1
-150µm+75µm	3.0	55.3	0.33	6.7	69.8
-75µm	44.7	100.0	0.10	30.2	100.0
Compuesto	100.0		0.15	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-4)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	5.9	5.9	1.71	0.28	83.6
-6.3mm+1.7mm	21.2	19.1	1.53	0.15	90.2
-1.7mm+420µm	18.3	19.8	1.40	0.15	89.3
-420µm+212µm	5.2	6.0	1.68	0.24	85.7
-212µm+150µm	1.9	1.5	2.17	0.27	87.6
-150µm+75µm	2.6	3.0	2.59	0.33	87.3
-75µm	44.9	44.7	3.17	0.10	96.8
Compuesto	100.0	100.0	2.30	0.15	93.5

Tabla 33. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-05 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	4.4	4.4	0.98	4.5	4.5
-6.3mm+1.7mm	23.1	27.5	0.74	17.9	22.4
-1.7mm+420µm	22.0	49.5	0.45	10.4	32.8
-420µm+212µm	5.9	55.4	0.30	1.8	34.6
-212µm+150µm	2.4	57.8	0.27	0.7	35.3
-150µm+75µm	4.9	62.7	0.28	1.4	36.7
-75µm	37.3	100.0	1.62	63.3	100.0
Compuesto	100.0		0.96	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-5)					
+6.3mm	5.1	5.1	0.03	6.2	6.2
-6.3mm+1.7mm	23.7	28.8	0.03	28.9	35.1
-1.7mm+420µm	21.7	50.5	0.02	17.7	52.8
-420µm+212µm	5.7	56.2	0.03	7.0	59.8
-212µm+150µm	3.2	59.4	0.04	5.2	65.0
-150µm+75µm	4.9	64.3	0.03	6.0	71.0
-75µm	35.7	100.0	0.02	29.0	100.0
Compuesto	100.0		0.02	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-5)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	4.4	5.1	0.98	0.03	96.9
-6.3mm+1.7mm	23.1	23.7	0.74	0.03	95.9
-1.7mm+420µm	22.0	21.7	0.45	0.02	95.6
-420µm+212µm	5.9	5.7	0.30	0.03	90.0
-212µm+150µm	2.4	3.2	0.27	0.04	85.2
-150µm+75µm	4.9	4.9	0.28	0.03	89.3
-75µm	37.3	35.7	1.62	0.02	98.8
Compuesto	100.0	100.0	0.96	0.02	97.9

Tabla 34. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-07 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	2.4	2.4	0.91	2.0	2.0
-6.3mm+1.7mm	24.1	26.5	0.73	16.2	18.2
-1.7mm+420µm	24.1	50.6	0.52	11.6	29.8
-420µm+212µm	4.3	54.9	0.61	2.4	32.2
-212µm+150µm	1.8	56.7	0.88	1.5	33.7
-150µm+75µm	2.2	58.9	1.29	2.6	36.3
-75µm	41.1	100.0	1.68	63.7	100.0
Compuesto	100.0		1.08	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-6)					
+6.3mm	2.7	2.7	0.05	1.9	1.9
-6.3mm+1.7mm	25.7	28.4	0.04	14.4	16.3
-1.7mm+420µm	23.5	51.9	0.09	29.6	45.9
-420µm+212µm	4.1	56.0	0.10	5.7	51.6
-212µm+150µm	1.4	57.4	0.20	3.9	55.5
-150µm+75µm	2.3	59.7	0.33	10.6	66.1
-75µm	40.3	100.0	0.06	33.9	100.0
Compuesto	100.0		0.07	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-6)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	2.4	2.7	0.91	0.05	94.5
-6.3mm+1.7mm	24.1	25.7	0.73	0.04	94.5
-1.7mm+420µm	24.1	23.5	0.52	0.09	82.7
-420µm+212µm	4.3	4.1	0.61	0.10	83.6
-212µm+150µm	1.8	1.4	0.88	0.20	77.3
-150µm+75µm	2.2	2.3	1.29	0.33	74.4
-75µm	41.1	40.3	1.68	0.06	96.4
Compuesto	100.0	100.0	1.08	0.07	93.5

Tabla 35. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-08 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	21.0	21.0	0.70	18.6	18.6
-6.3mm+1.7mm	41.2	62.2	0.71	37.0	55.6
-1.7mm+420µm	30.1	92.3	0.64	24.4	80.0
-420µm+212µm	2.6	94.9	1.17	3.8	83.8
-212µm+150µm	0.8	95.7	2.05	2.1	85.9
-150µm+75µm	1.3	97.0	2.91	4.8	90.7
-75µm	3.0	100.0	2.46	9.3	100.0
Compuesto	100.0		0.79	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-7)					
+6.3mm	18.0	18.0	0.08	13.4	13.4
-6.3mm+1.7mm	43.7	61.7	0.07	28.5	41.9
-1.7mm+420µm	28.8	90.5	0.05	13.4	55.3
-420µm+212µm	2.3	92.8	0.39	8.4	63.7
-212µm+150µm	0.8	93.6	0.91	6.8	70.5
-150µm+75µm	1.0	94.6	0.95	8.9	79.4
-75µm	5.4	100.0	0.41	20.6	100.0
Compuesto	100.0		0.11	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-7)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	21.0	18.0	0.70	0.08	88.6
-6.3mm+1.7mm	41.2	43.7	0.71	0.07	90.1
-1.7mm+420µm	30.1	28.8	0.64	0.05	92.2
-420µm+212µm	2.6	2.3	1.17	0.39	66.7
-212µm+150µm	0.8	0.8	2.05	0.91	55.6
-150µm+75µm	1.3	1.0	2.91	0.95	67.4
-75µm	3.0	5.4	2.46	0.41	83.3
Compuesto	100.0	100.0	0.79	0.11	86.1

Tabla 36. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-08 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	2.3	2.3	1.74	2.1	2.1
-6.3mm+1.7mm	19.6	21.9	1.26	12.8	14.9
-1.7mm+420µm	22.8	44.7	1.13	13.3	28.2
-420µm+212µm	6.5	51.2	1.45	4.9	33.1
-212µm+150µm	2.7	53.9	2.26	3.1	36.2
-150µm+75µm	4.2	58.1	2.24	4.9	41.1
-75µm	41.9	100.0	2.72	58.9	100.0
Compuesto	100.0		1.93	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-8)					
+6.3mm	2.3	2.3	0.46	11.0	11.0
-6.3mm+1.7mm	19.8	22.1	0.09	18.5	29.5
-1.7mm+420µm	23.9	46.0	0.07	17.4	46.9
-420µm+212µm	4.9	50.9	0.07	3.5	50.4
-212µm+150µm	2.7	53.6	0.11	3.1	53.5
-150µm+75µm	4.4	58.0	0.16	7.3	60.8
-75µm	42.0	100.0	0.09	39.2	100.0
Compuesto	100.0		0.10	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-8)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	2.3	2.3	1.74	0.46	73.6
-6.3mm+1.7mm	19.6	19.8	1.26	0.09	92.9
-1.7mm+420µm	22.8	23.9	1.13	0.07	93.8
-420µm+212µm	6.5	4.9	1.45	0.07	95.2
-212µm+150µm	2.7	2.7	2.26	0.11	95.1
-150µm+75µm	4.2	4.4	2.24	0.16	92.9
-75µm	41.9	42.0	2.72	0.09	96.7
Compuesto	100.0	100.0	1.93	0.10	94.8

Tabla 37. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-10 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	1.0	1.0	1.07	1.0	1.0
-6.3mm+1.7mm	16.3	17.3	0.78	12.3	13.3
-1.7mm+420µm	23.8	41.1	0.62	14.3	27.6
-420µm+212µm	8.7	49.8	0.61	5.1	32.7
-212µm+150µm	3.8	53.6	0.55	2.0	34.7
-150µm+75µm	5.9	59.5	0.56	3.2	37.9
-75µm	40.5	100.0	1.59	62.1	100.0
Compuesto	100.0		1.04	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-9)					
+6.3mm	0.9	0.9	0.12	2.6	2.6
-6.3mm+1.7mm	16.4	17.3	0.04	15.8	18.4
-1.7mm+420µm	25.0	42.3	0.04	24.1	42.5
-420µm+212µm	7.2	49.5	0.05	8.7	51.2
-212µm+150µm	4.1	53.6	0.04	4.0	55.2
-150µm+75µm	3.9	57.5	0.04	3.8	59.0
-75µm	42.5	100.0	0.04	41.0	100.0
Compuesto	100.0		0.04	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-9)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	1.0	0.9	1.07	0.12	88.8
-6.3mm+1.7mm	16.3	16.4	0.78	0.04	94.9
-1.7mm+420µm	23.8	25.0	0.62	0.04	93.5
-420µm+212µm	8.7	7.2	0.61	0.05	91.8
-212µm+150µm	3.8	4.1	0.55	0.04	92.7
-150µm+75µm	5.9	3.9	0.56	0.04	92.9
-75µm	40.5	42.5	1.59	0.04	97.5
Compuesto	100.0	100.0	1.04	0.04	96.2

Tabla 38. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-11 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	14.4	14.4	0.49	10.1	10.1
-6.3mm+1.7mm	34.5	48.9	0.46	22.7	32.8
-1.7mm+420µm	18.4	67.3	0.40	10.5	43.3
-420µm+212µm	4.1	71.4	0.43	2.5	45.8
-212µm+150µm	1.9	73.3	0.45	1.2	47.0
-150µm+75µm	2.8	76.1	0.44	1.8	48.8
-75µm	23.9	100.0	1.50	51.2	100.0
Compuesto	100.0		0.70	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-10)					
+6.3mm	14.6	14.6	0.05	46.1	46.1
-6.3mm+1.7mm	30.6	45.2	<0.01	19.3	65.4
-1.7mm+420µm	17.5	62.7	<0.01	11.0	76.4
-420µm+212µm	4.1	66.8	<0.01	2.6	79.0
-212µm+150µm	1.4	68.2	<0.01	0.9	79.9
-150µm+75µm	3.2	71.4	<0.01	2.0	81.9
-75µm	28.6	100.0	<0.01	18.1	100.0
Compuesto	100.0		<0.02	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-10)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	14.4	14.6	0.49	0.05	89.8
-6.3mm+1.7mm	34.5	30.6	0.46	<0.01	>97.8
-1.7mm+420µm	18.4	17.5	0.40	<0.01	>97.5
-420µm+212µm	4.1	4.1	0.43	<0.01	>97.7
-212µm+150µm	1.9	1.4	0.45	<0.01	>97.8
-150µm+75µm	2.8	3.2	0.44	<0.01	>97.7
-75µm	23.9	28.6	1.50	<0.01	>99.3
Compuesto	100.0	100.0	0.70	<0.02	>97.1

Tabla 39. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-13 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	7.9	7.9	2.24	8.7	8.7
-6.3mm+1.7mm	25.2	33.1	2.26	27.9	36.6
-1.7mm+420µm	18.0	51.1	1.66	14.6	51.2
-420µm+212µm	5.2	56.3	1.54	3.9	55.1
-212µm+150µm	2.0	58.3	0.93	0.9	56.0
-150µm+75µm	3.0	61.3	1.66	2.4	58.4
-75µm	38.7	100.0	2.20	41.6	100.0
Compuesto	100.0		2.05	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-11)					
+6.3mm	8.6	8.6	0.20	9.7	9.7
-6.3mm+1.7mm	22.7	31.3	0.18	22.9	32.6
-1.7mm+420µm	21.9	53.2	0.19	23.4	56.0
-420µm+212µm	5.2	58.4	0.03	0.9	56.9
-212µm+150µm	2.2	60.6	0.26	3.2	60.1
-150µm+75µm	2.9	63.5	0.31	5.0	65.1
-75µm	36.5	100.0	0.17	34.9	100.0
Compuesto	100.0		0.18	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-11)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	7.9	8.6	2.24	0.20	91.1
-6.3mm+1.7mm	25.2	22.7	2.26	0.18	92.0
-1.7mm+420µm	18.0	21.9	1.66	0.19	88.6
-420µm+212µm	5.2	5.2	1.54	0.03	98.1
-212µm+150µm	2.0	2.2	0.93	0.26	72.0
-150µm+75µm	3.0	2.9	1.66	0.31	81.3
-75µm	38.7	36.5	2.20	0.17	92.3
Compuesto	100.0	100.0	2.05	0.18	91.2

Tabla 40. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-14 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	20.8	20.8	0.51	17.8	17.8
-6.3mm+1.7mm	34.3	55.1	0.46	26.5	44.3
-1.7mm+420µm	17.1	72.2	0.46	13.2	57.5
-420µm+212µm	3.9	76.1	0.48	3.1	60.6
-212µm+150µm	1.5	77.6	0.48	1.2	61.8
-150µm+75µm	2.8	80.4	0.48	2.3	64.1
-75µm	19.6	100.0	1.09	35.9	100.0
Compuesto	100.0		0.60	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-12)					
+6.3mm	18.4	18.4	0.02	28.9	28.9
-6.3mm+1.7mm	36.5	54.9	0.01	28.7	57.6
-1.7mm+420µm	16.6	71.5	<0.01	13.0	70.6
-420µm+212µm	4.3	75.8	0.02	6.8	77.4
-212µm+150µm	1.9	77.7	0.02	3.0	80.4
-150µm+75µm	2.7	80.4	0.02	4.2	84.6
-75µm	19.6	100.0	<0.01	15.4	100.0
Compuesto	100.0		0.01	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-12)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	20.8	18.4	0.51	0.02	96.1
-6.3mm+1.7mm	34.3	36.5	0.46	0.01	97.8
-1.7mm+420µm	17.1	16.6	0.46	<0.01	>97.8
-420µm+212µm	3.9	4.3	0.48	0.02	95.8
-212µm+150µm	1.5	1.9	0.48	0.02	95.8
-150µm+75µm	2.8	2.7	0.48	0.02	95.8
-75µm	19.6	19.6	1.09	<0.01	>99.1
Compuesto	100.0	100.0	0.60	0.01	98.3

Tabla 41. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-15 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	12.4	12.4	0.45	8.3	8.3
-6.3mm+1.7mm	50.2	62.6	0.61	45.8	54.1
-1.7mm+420µm	17.3	79.9	0.37	9.6	63.7
-420µm+212µm	3.6	83.5	0.92	5.0	68.7
-212µm+150µm	1.3	84.8	1.08	2.1	70.8
-150µm+75µm	2.1	86.9	1.02	3.2	74.0
-75µm	13.1	100.0	1.33	26.0	100.0
Compuesto	100.0		0.67	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-13)					
+6.3mm	12.9	12.9	0.05	20.9	20.9
-6.3mm+1.7mm	46.9	59.8	0.03	45.6	66.5
-1.7mm+420µm	17.9	77.7	0.02	11.6	78.1
-420µm+212µm	3.7	81.4	0.03	3.6	81.7
-212µm+150µm	1.5	82.9	0.02	1.0	82.7
-150µm+75µm	2.0	84.9	0.04	2.6	85.3
-75µm	15.1	100.0	0.03	14.7	100.0
Compuesto	100.0		0.03	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-13)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	12.4	12.9	0.45	0.05	88.9
-6.3mm+1.7mm	50.2	46.9	0.61	0.03	95.1
-1.7mm+420µm	17.3	17.9	0.37	0.02	94.6
-420µm+212µm	3.6	3.7	0.92	0.03	96.7
-212µm+150µm	1.3	1.5	1.08	0.02	98.1
-150µm+75µm	2.1	2.0	1.02	0.04	96.1
-75µm	13.1	15.1	1.33	0.03	97.7
Compuesto	100.0	100.0	0.67	0.03	95.5

Tabla 42. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-16 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	22.5	22.5	0.59	15.5	15.5
-6.3mm+1.7mm	42.2	64.7	0.78	38.5	54.0
-1.7mm+420µm	19.2	83.9	0.90	20.2	74.2
-420µm+212µm	4.4	88.3	1.09	5.6	79.8
-212µm+150µm	1.7	90.0	1.14	2.3	82.1
-150µm+75µm	2.5	92.5	1.13	3.3	85.4
-75µm	7.5	100.0	1.66	14.6	100.0
Compuesto	100.0		0.85	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-14)					
+6.3mm	17.7	17.7	0.08	27.0	27.0
-6.3mm+1.7mm	40.7	58.4	0.05	38.7	65.7
-1.7mm+420µm	19.7	78.1	0.05	18.7	84.4
-420µm+212µm	5.1	83.2	0.05	4.9	89.3
-212µm+150µm	1.5	84.7	0.05	1.4	90.7
-150µm+75µm	2.7	87.4	0.04	2.1	92.8
-75µm	12.6	100.0	0.03	7.2	100.0
Compuesto	100.0		0.05	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-14)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	22.5	17.7	0.59	0.08	86.4
-6.3mm+1.7mm	42.2	40.7	0.78	0.05	93.6
-1.7mm+420µm	19.2	19.7	0.90	0.05	94.4
-420µm+212µm	4.4	5.1	1.09	0.05	95.4
-212µm+150µm	1.7	1.5	1.14	0.05	95.6
-150µm+75µm	2.5	2.7	1.13	0.04	96.5
-75µm	7.5	12.6	1.66	0.03	98.2
Compuesto	100.0	100.0	0.85	0.05	94.1

Tabla 43. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-17 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	4.8	4.8	0.56	14.4	14.4
-1.7mm+420µm	10.8	15.6	0.16	9.3	23.7
-420µm+212µm	5.6	21.2	0.15	4.5	28.2
-212µm+150µm	3.3	24.5	0.11	1.9	30.1
-150µm+75µm	6.8	31.3	0.10	3.6	33.7
-75µm	68.7	100.0	0.18	66.3	100.0
Compuesto	100.0		0.19	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-15)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	4.7	4.7	<0.01	4.1	4.1
-1.7mm+420µm	10.8	15.5	<0.01	9.4	13.5
-420µm+212µm	5.5	21.0	<0.02	9.6	23.1
-212µm+150µm	2.7	23.7	<0.02	4.7	27.8
-150µm+75µm	6.6	30.3	<0.02	11.5	39.3
-75µm	69.7	100.0	<0.01	60.7	100.0
Compuesto	100.0		<0.01	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-15)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	<0.1	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	4.8	4.7	0.56	<0.01	>98.2
-1.7mm+420µm	10.8	10.8	0.16	<0.01	>93.8
-420µm+212µm	5.6	5.5	0.15	<0.02	>86.7
-212µm+150µm	3.3	2.7	0.11	<0.02	>81.8
-150µm+75µm	6.8	6.6	0.10	<0.02	>80.0
-75µm	68.7	69.7	0.18	<0.01	>94.4
Compuesto	100.0	100.0	0.19	<0.01	>94.7

Tabla 44. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-18 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	5.3	5.3	0.33	3.0	3.0
-6.3mm+1.7mm	21.6	26.9	0.48	18.0	21.0
-1.7mm+420µm	18.3	45.2	0.59	18.8	39.8
-420µm+212µm	4.4	49.6	0.33	2.5	42.3
-212µm+150µm	1.7	51.3	0.59	1.8	44.1
-150µm+75µm	3.1	54.4	0.66	3.6	47.7
-75µm	45.6	100.0	0.66	52.3	100.0
Compuesto	100.0		0.58	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-16)					
+6.3mm	4.2	4.2	0.04	5.0	5.0
-6.3mm+1.7mm	20.7	24.9	0.03	18.7	23.7
-1.7mm+420µm	16.5	41.4	0.02	9.9	33.6
-420µm+212µm	4.0	45.4	0.01	1.2	34.8
-212µm+150µm	1.4	46.8	0.03	1.3	36.1
-150µm+75µm	2.6	49.4	0.04	3.1	39.2
-75µm	50.6	100.0	0.04	60.8	100.0
Compuesto	100.0		0.03	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-16)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	5.3	4.2	0.33	0.04	87.9
-6.3mm+1.7mm	21.6	20.7	0.48	0.03	93.8
-1.7mm+420µm	18.3	16.5	0.59	0.02	96.6
-420µm+212µm	4.4	4.0	0.33	0.01	97.0
-212µm+150µm	1.7	1.4	0.59	0.03	94.9
-150µm+75µm	3.1	2.6	0.66	0.04	93.9
-75µm	45.6	50.6	0.66	0.04	93.9
Compuesto	100.0	100.0	0.58	0.03	94.8

Tabla 45. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PO-19 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.2	0.2	1.18	0.2	0.2
-6.3mm+1.7mm	19.2	19.4	0.72	12.9	13.1
-1.7mm+420µm	28.9	48.3	0.57	15.4	28.5
-420µm+212µm	7.1	55.4	0.59	3.9	32.4
-212µm+150µm	2.4	57.8	0.66	1.5	33.9
-150µm+75µm	3.6	61.4	0.92	3.1	37.0
-75µm	38.6	100.0	1.75	63.0	100.0
Compuesto	100.0		1.07	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-17)					
+6.3mm	0.3	0.3	0.08	0.4	0.4
-6.3mm+1.7mm	18.2	18.5	0.06	15.3	15.7
-1.7mm+420µm	27.4	45.9	0.06	23.0	38.7
-420µm+212µm	6.8	52.7	0.07	6.6	45.3
-212µm+150µm	2.8	55.5	0.08	3.1	48.4
-150µm+75µm	3.3	58.8	0.12	5.5	53.9
-75µm	41.2	100.0	0.08	46.1	100.0
Compuesto	100.0		0.07	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-17)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	0.2	0.3	1.18	0.08	93.2
-6.3mm+1.7mm	19.2	18.2	0.72	0.06	91.7
-1.7mm+420µm	28.9	27.4	0.57	0.06	89.5
-420µm+212µm	7.1	6.8	0.59	0.07	88.1
-212µm+150µm	2.4	2.8	0.66	0.08	87.9
-150µm+75µm	3.6	3.3	0.92	0.12	87.0
-75µm	38.6	41.2	1.75	0.08	95.4
Compuesto	100.0	100.0	1.07	0.07	93.5

Tabla 46. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-05 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	5.2	5.2	1.25	3.7	3.7
-6.3mm+1.7mm	34.6	39.8	1.21	23.9	27.6
-1.7mm+420µm	28.3	68.1	1.07	17.3	44.9
-420µm+212µm	6.6	74.7	1.21	4.6	49.5
-212µm+150µm	2.2	76.9	1.38	1.7	51.2
-150µm+75µm	3.0	79.9	1.43	2.4	53.6
-75µm	20.1	100.0	4.04	46.4	100.0
Compuesto	100.0		1.75	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-18)					
+6.3mm	4.2	4.2	0.09	11.5	11.5
-6.3mm+1.7mm	36.2	40.4	0.03	33.0	44.5
-1.7mm+420µm	27.9	68.3	0.03	25.4	69.9
-420µm+212µm	5.4	73.7	0.01	1.6	71.5
-212µm+150µm	2.1	75.8	0.03	1.9	73.4
-150µm+75µm	2.7	78.5	0.03	2.5	75.9
-75µm	26.5	105.0	0.03	24.1	100.0
Compuesto	105.0		0.03	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-18)

Tam. Fracción	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro, %
	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	
+6.3mm	5.2	4.2	1.25	0.09	92.8
-6.3mm+1.7mm	34.6	36.2	1.21	0.03	97.5
-1.7mm+420µm	28.3	27.9	1.07	0.03	97.2
-420µm+212µm	6.6	5.4	1.21	0.01	99.2
-212µm+150µm	2.2	2.1	1.38	0.03	97.8
-150µm+75µm	3.0	2.7	1.43	0.03	97.9
-75µm	20.1	26.5	4.04	0.03	99.3
Compuesto	100.0	105.0	1.75	0.03	98.3

Tabla 47. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-07 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	21.3	21.3	0.04	23.9	23.9
-6.3mm+1.7mm	45.2	66.5	0.03	38.1	62.0
-1.7mm+420µm	18.6	85.1	0.03	15.7	77.7
-420µm+212µm	4.2	89.3	0.03	3.5	81.2
-212µm+150µm	1.4	90.7	0.03	1.2	82.4
-150µm+75µm	2.3	93.0	0.03	1.9	84.3
-75µm	7.0	100.0	0.08	15.7	100.0
Compuesto	100.0		0.04	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-19)					
+6.3mm	21.5	21.5	<0.01	19.3	19.3
-6.3mm+1.7mm	44.7	66.2	<0.01	40.0	59.3
-1.7mm+420µm	15.4	81.6	<0.01	13.8	73.1
-420µm+212µm	3.7	85.3	<0.01	3.3	76.4
-212µm+150µm	1.2	86.5	<0.01	1.1	77.5
-150µm+75µm	1.9	88.4	<0.01	1.7	79.2
-75µm	11.6	100.0	<0.02	20.8	100.0
Compuesto	100.0		<0.01	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-19)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensayes, gAu/mt Cabeza	Ensayes, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	21.3	21.5	0.04	<0.01	>75.0
-6.3mm+1.7mm	45.2	44.7	0.03	<0.01	>66.7
-1.7mm+420µm	18.6	15.4	0.03	<0.01	>66.7
-420µm+212µm	4.2	3.7	0.03	<0.01	>66.7
-212µm+150µm	1.4	1.2	0.03	<0.01	>66.7
-150µm+75µm	2.3	1.9	0.03	<0.01	>66.7
-75µm	7.0	11.6	0.08	<0.02	>75.0
Compuesto	100.0	100.0	0.04	<0.01	>75.0

Tabla 48. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-08 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	1.1	1.1	0.08	0.7	0.7
-6.3mm+1.7mm	19.2	20.3	0.11	16.2	16.9
-1.7mm+420µm	30.4	50.7	0.10	23.2	40.1
-420µm+212µm	8.7	59.4	0.11	7.3	47.4
-212µm+150µm	3.6	63.0	0.12	3.3	50.7
-150µm+75µm	5.4	68.4	0.14	5.8	56.5
-75µm	31.6	100.0	0.18	43.5	100.0
Compuesto	100.0		0.13	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-20)					
+6.3mm	1.0	1.0	0.07	1.0	1.0
-6.3mm+1.7mm	18.1	19.1	0.07	17.7	18.7
-1.7mm+420µm	26.5	45.6	0.06	22.2	40.9
-420µm+212µm	7.7	53.3	0.07	7.5	48.4
-212µm+150µm	4.1	57.4	0.07	4.0	52.4
-150µm+75µm	5.5	62.9	0.08	6.1	58.5
-75µm	37.1	100.0	0.08	41.5	100.0
Compuesto	100.0		0.07	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-20)

Tam.	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	1.1	1.0	0.08	0.07	12.5
-6.3mm+1.7mm	19.2	18.1	0.11	0.07	36.4
-1.7mm+420µm	30.4	26.5	0.10	0.06	40.0
-420µm+212µm	8.7	7.7	0.11	0.07	36.4
-212µm+150µm	3.6	4.1	0.12	0.07	41.7
-150µm+75µm	5.4	5.5	0.14	0.08	42.9
-75µm	31.6	37.1	0.18	0.08	55.6
Compuesto	100.0	100.0	0.13	0.07	46.2

Tabla 49. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-09 (Sulfuro La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	1.9	1.9	1.06	1.4	1.4
-6.3mm+1.7mm	20.3	22.2	1.00	14.2	15.6
-1.7mm+420µm	23.0	45.2	0.92	14.8	30.4
-420µm+212µm	7.8	53.0	1.02	5.5	35.9
-212µm+150µm	2.9	55.9	1.25	2.5	38.4
-150µm+75µm	5.1	61.0	1.12	4.0	42.4
-75µm	39.0	100.0	2.12	57.6	100.0
Compuesto	100.0		1.43	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-21)					
+6.3mm	1.6	1.6	0.73	1.9	1.9
-6.3mm+1.7mm	19.3	20.9	0.66	20.6	22.5
-1.7mm+420µm	23.5	44.4	0.60	22.9	45.4
-420µm+212µm	7.4	51.8	0.75	9.0	54.4
-212µm+150µm	3.1	54.9	0.62	3.1	57.5
-150µm+75µm	5.2	60.1	0.52	4.4	61.9
-75µm	39.9	100.0	0.59	38.1	100.0
Compuesto	100.0		0.62	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-21)

Tam. Fracción	Peso, %		Ensayes, gAu/mt		Recup. Oro, %
	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	
+6.3mm	1.9	1.6	1.06	0.73	31.1
-6.3mm+1.7mm	20.3	19.3	1.00	0.66	34.0
-1.7mm+420µm	23.0	23.5	0.92	0.60	34.8
-420µm+212µm	7.8	7.4	1.02	0.75	26.5
-212µm+150µm	2.9	3.1	1.25	0.62	50.4
-150µm+75µm	5.1	5.2	1.12	0.52	53.6
-75µm	39.0	39.9	2.12	0.59	72.2
Compuesto	100.0	100.0	1.43	0.62	56.6

Tabla 50. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema PS-11 (Óxido La Pava), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	20.3	20.3	0.30	16.5	16.5
-6.3mm+1.7mm	45.8	66.1	0.31	38.5	55.0
-1.7mm+420µm	18.1	84.2	0.36	17.7	72.7
-420µm+212µm	3.7	87.9	0.46	4.6	77.3
-212µm+150µm	1.2	89.1	0.51	1.6	78.9
-150µm+75µm	1.8	90.9	0.57	2.8	81.7
-75µm	9.1	100.0	0.74	18.3	100.0
Compuesto	100.0		0.37	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-22)					
+6.3mm	21.0	21.0	0.16	19.1	19.1
-6.3mm+1.7mm	22.4	43.4	0.13	16.5	35.6
-1.7mm+420µm	32.9	76.3	0.15	28.0	63.6
-420µm+212µm	4.5	80.8	0.19	4.8	68.4
-212µm+150µm	1.3	82.1	0.23	1.7	70.1
-150µm+75µm	2.2	84.3	0.31	4.0	74.1
-75µm	15.7	100.0	0.29	25.9	100.0
Compuesto	100.0		0.18	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-22)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	20.3	21.0	0.30	0.16	46.7
-6.3mm+1.7mm	45.8	22.4	0.31	0.13	58.1
-1.7mm+420µm	18.1	32.9	0.36	0.15	58.3
-420µm+212µm	3.7	4.5	0.46	0.19	58.7
-212µm+150µm	1.2	1.3	0.51	0.23	54.9
-150µm+75µm	1.8	2.2	0.57	0.31	45.6
-75µm	9.1	15.7	0.74	0.29	60.8
Compuesto	100.0	100.0	0.37	0.18	51.4

Tabla 51. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-01 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	4.5	4.5	1.36	4.2	4.2
-1.7mm+420µm	27.6	32.1	1.25	23.5	27.7
-420µm+212µm	7.0	39.1	1.36	6.5	34.2
-212µm+150µm	2.9	42.0	1.43	2.8	37.0
-150µm+75µm	5.6	47.6	1.19	4.5	41.5
-75µm	52.4	100.0	1.64	58.5	100.0
Compuesto	100.0		1.47	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-23)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	4.0	4.0	0.17	3.9	3.9
-1.7mm+420µm	26.8	30.8	0.16	24.6	28.5
-420µm+212µm	6.0	36.8	0.24	8.3	36.8
-212µm+150µm	2.6	39.4	0.30	4.5	41.3
-150µm+75µm	5.9	45.3	0.25	8.5	49.8
-75µm	54.7	100.0	0.16	50.2	100.0
Compuesto	100.0		0.17	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-23)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	4.5	4.0	1.36	0.17	87.5
-1.7mm+420µm	27.6	26.8	1.25	0.16	87.2
-420µm+212µm	7.0	6.0	1.36	0.24	82.4
-212µm+150µm	2.9	2.6	1.43	0.30	79.0
-150µm+75µm	5.6	5.9	1.19	0.25	79.0
-75µm	52.4	54.7	1.64	0.16	90.2
Compuesto	100.0	100.0	1.47	0.17	88.4

Tabla 52. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño,
Compuesto Cerro Quema QO-01 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	6.4	6.4	1.05	5.1	5.1
-1.7mm+420µm	30.8	37.2	0.88	20.7	25.8
-420µm+212µm	9.3	46.5	0.70	5.0	30.8
-212µm+150µm	5.1	51.6	0.63	2.4	33.2
-150µm+75µm	4.8	56.4	0.64	2.3	35.5
-75µm	43.6	100.0	1.94	64.5	100.0
Compuesto	100.0		1.31	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-24)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	5.7	5.7	0.13	4.4	4.4
-1.7mm+420µm	30.1	35.8	0.14	24.8	29.2
-420µm+212µm	8.9	44.7	0.15	7.9	37.1
-212µm+150µm	3.4	48.1	0.19	3.8	40.9
-150µm+75µm	6.1	54.2	0.22	7.9	48.8
-75µm	45.8	100.0	0.19	51.2	100.0
Compuesto	100.0		0.17	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-24)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	6.4	5.7	1.05	0.13	87.6
-1.7mm+420µm	30.8	30.1	0.88	0.14	84.1
-420µm+212µm	9.3	8.9	0.70	0.15	78.6
-212µm+150µm	5.1	3.4	0.63	0.19	69.8
-150µm+75µm	4.8	6.1	0.64	0.22	65.6
-75µm	43.6	45.8	1.94	0.19	90.2
Compuesto	100.0	100.0	1.31	0.17	87.0

Tabla 53. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-04 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	2.1	2.1	4.41	5.2	5.2
-6.3mm+1.7mm	16.8	18.9	2.07	19.3	24.5
-1.7mm+420µm	25.0	43.9	1.08	15.0	39.5
-420µm+212µm	6.8	50.7	1.53	5.8	45.3
-212µm+150µm	4.0	54.7	1.21	2.7	48.0
-150µm+75µm	5.0	59.7	1.41	3.9	51.9
-75µm	40.3	100.0	2.15	48.1	100.0
Compuesto	100.0		1.80	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-25)					
+6.3mm	1.7	1.7	1.73	18.8	18.8
-6.3mm+1.7mm	14.2	15.9	0.30	27.2	46.0
-1.7mm+420µm	20.2	36.1	0.12	15.5	61.5
-420µm+212µm	6.6	42.7	0.15	6.3	67.8
-212µm+150µm	3.0	45.7	0.14	2.7	70.5
-150µm+75µm	5.4	51.1	0.13	4.5	75.0
-75µm	48.9	100.0	0.08	25.0	100.0
Compuesto	100.0		0.16	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-25)

Tam.	Peso,%		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	2.1	1.7	4.41	1.73	60.8
-6.3mm+1.7mm	16.8	14.2	2.07	0.30	85.5
-1.7mm+420µm	25.0	20.2	1.08	0.12	88.9
-420µm+212µm	6.8	6.6	1.53	0.15	90.2
-212µm+150µm	4.0	3.0	1.21	0.14	88.4
-150µm+75µm	5.0	5.4	1.41	0.13	90.8
-75µm	40.3	48.9	2.15	0.08	96.3
Compuesto	100.0	100.0	1.80	0.16	91.1

Tabla 54. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-05 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	10.3	10.3	1.31	9.9	9.9
-1.7mm+420µm	31.0	41.3	1.01	23.0	32.9
-420µm+212µm	10.7	52.0	0.76	6.0	38.9
-212µm+150µm	3.0	55.0	0.71	1.6	40.5
-150µm+75µm	6.4	61.4	0.72	3.4	43.9
-75µm	38.6	100.0	1.98	56.1	100.0
Compuesto	100.0		1.36	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-26)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	8.7	8.7	0.36	8.6	8.6
-1.7mm+420µm	31.2	39.9	0.31	26.6	35.2
-420µm+212µm	9.2	49.1	0.31	7.8	43.0
-212µm+150µm	3.7	52.8	0.32	3.3	46.3
-150µm+75µm	5.8	58.6	0.37	5.9	52.2
-75µm	41.4	100.0	0.42	47.8	100.0
Compuesto	100.0		0.36	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-26)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	10.3	8.7	1.31	0.36	72.5
-1.7mm+420µm	31.0	31.2	1.01	0.31	69.3
-420µm+212µm	10.7	9.2	0.76	0.31	59.2
-212µm+150µm	3.0	3.7	0.71	0.32	54.9
-150µm+75µm	6.4	5.8	0.72	0.37	48.6
-75µm	38.6	41.4	1.98	0.42	78.8
Compuesto	100.0	100.0	1.36	0.36	73.5

Tabla 55. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-06 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	12.7	12.7	2.83	18.3	18.3
-1.7mm+420µm	31.0	43.7	1.87	29.5	47.8
-420µm+212µm	10.7	54.4	0.91	4.9	52.7
-212µm+150µm	4.4	58.8	0.65	1.5	54.2
-150µm+75µm	6.0	64.8	0.51	1.6	55.8
-75µm	35.2	100.0	2.47	44.2	100.0
Compuesto	100.0		1.97	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc.V-27)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	12.8	12.8	0.36	18.4	18.4
-1.7mm+420µm	31.2	44.0	0.24	29.9	48.3
-420µm+212µm	8.7	52.7	0.14	4.9	53.2
-212µm+150µm	3.3	56.0	0.11	1.5	54.7
-150µm+75µm	6.2	62.2	0.12	3.0	57.7
-75µm	37.8	100.0	0.28	42.3	100.0
Compuesto	100.0		0.25	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-27)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	12.7	12.8	2.83	0.36	87.3
-1.7mm+420µm	31.0	31.2	1.87	0.24	87.2
-420µm+212µm	10.7	8.7	0.91	0.14	84.6
-212µm+150µm	4.4	3.3	0.65	0.11	83.1
-150µm+75µm	6.0	6.2	0.51	0.12	76.5
-75µm	35.2	37.8	2.47	0.28	88.7
Compuesto	100.0	100.0	1.97	0.25	87.3

Tabla 56. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-07 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	7.2	7.2	5.16	7.5	7.5
-1.7mm+420µm	26.2	33.4	4.75	25.0	32.5
-420µm+212µm	8.6	42.0	4.00	6.9	39.4
-212µm+150µm	3.1	45.1	4.02	2.5	41.9
-150µm+75µm	5.8	50.9	3.66	4.3	46.2
-75µm	49.1	100.0	5.44	53.8	100.0
Compuesto	100.0		4.97	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-28)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	7.6	7.6	0.84	8.7	8.7
-1.7mm+420µm	27.5	35.1	0.83	31.2	39.9
-420µm+212µm	8.4	43.5	0.87	10.0	49.9
-212µm+150µm	3.0	46.5	0.99	4.0	53.9
-150µm+75µm	5.9	52.4	0.95	7.7	61.6
-75µm	47.6	100.0	0.59	38.4	100.0
Compuesto	100.0		0.73	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-28)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	7.2	7.6	5.16	0.84	83.7
-1.7mm+420µm	26.2	27.5	4.75	0.83	82.5
-420µm+212µm	8.6	8.4	4.00	0.87	78.3
-212µm+150µm	3.1	3.0	4.02	0.99	75.4
-150µm+75µm	5.8	5.9	3.66	0.95	74.0
-75µm	49.1	47.6	5.44	0.59	89.2
Compuesto	100.0	100.0	4.97	0.73	85.3

Tabla 57. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema, QO-08 (Quema Quemita Oxide) 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	9.4	9.4	2.98	13.2	13.2
-1.7mm+420µm	29.1	38.5	2.50	34.2	47.4
-420µm+212µm	8.0	46.5	2.05	7.7	55.1
-212µm+150µm	4.6	51.1	1.80	3.9	59.0
-150µm+75µm	6.9	58.0	3.04	9.8	68.8
-75µm	42.0	100.0	1.58	31.2	100.0
Compuesto	100.0		2.13	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-29)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	8.1	8.1	0.90	12.6	12.6
-1.7mm+420µm	26.3	34.4	0.69	31.3	43.9
-420µm+212µm	8.9	43.3	0.59	9.1	53.0
-212µm+150µm	3.7	47.0	0.57	3.6	56.6
-150µm+75µm	6.6	53.6	0.57	6.5	63.1
-75µm	46.4	100.0	0.46	36.9	100.0
Compuesto	100.0		0.58	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-29)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	9.4	8.1	2.98	0.90	69.8
-1.7mm+420µm	29.1	26.3	2.50	0.69	72.4
-420µm+212µm	8.0	8.9	2.05	0.59	71.2
-212µm+150µm	4.6	3.7	1.80	0.57	68.3
-150µm+75µm	6.9	6.6	3.04	0.57	81.3
-75µm	42.0	46.4	1.58	0.46	70.9
Compuesto	100.0	100.0	2.13	0.58	72.8

Tabla 58. - Datos de Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Cola y Recuperación por Fracción de Tamaño, Compuesto Cerro Quema QO-09 (Quema Quemita Oxide), 6.3mm Tam. Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE CABEZA					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	5.6	5.6	0.43	8.0	8.0
-1.7mm+420µm	17.6	23.2	0.34	20.0	28.0
-420µm+212µm	6.1	29.3	0.22	4.5	32.5
-212µm+150µm	2.5	31.8	0.19	1.6	34.1
-150µm+75µm	5.0	36.8	0.16	2.7	36.8
-75µm	63.2	100.0	0.30	63.2	100.0
Compuesto	100.0		0.30	100.0	
RESULTADOS DE ANÁLISIS DE CRIBADO DE COLAS, Res. Lixiviado en Tanque Flujo Asc. (V-30)					
+6.3mm	0.0	0.0			
-6.3mm+1.7mm	6.0	6.0	0.20	24.0	24.0
-1.7mm+420µm	17.3	23.3	0.04	13.8	37.8
-420µm+212µm	6.6	29.9	0.04	5.3	43.1
-212µm+150µm	2.7	32.6	0.04	2.1	45.2
-150µm+75µm	4.7	37.3	0.05	4.7	49.9
-75µm	62.7	100.0	0.04	50.1	100.0
Compuesto	100.0		0.05	100.0	

DATOS DE RECUPERACIÓN POR FRACCIÓN DE TAMAÑO, Prueba Lix. en Tanque Flujo Asc. (V-30)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensaye, gAu/mt Cabeza	Ensaye, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
+6.3mm	0.0	0.0			N/A
-6.3mm+1.7mm	5.6	6.0	0.43	0.20	53.5
-1.7mm+420µm	17.6	17.3	0.34	0.04	88.2
-420µm+212µm	6.1	6.6	0.22	0.04	81.8
-212µm+150µm	2.5	2.7	0.19	0.04	78.9
-150µm+75µm	5.0	4.7	0.16	0.05	68.8
-75µm	63.2	62.7	0.30	0.04	86.7
Compuesto	100.0	100.0	0.30	0.05	83.3

Los resultados del análisis de criba de cabezas mostraron que los compuestos de Cerro Quema contenían entre 0.04 y 4.97 gAu/mt de mineral. Los valores contenidos de oro estaban distribuidos uniformemente a lo largo de los fragmentos de diversos tamaños, con un ligero enriquecimiento de los valores que se observó en los fragmentos refinados (-420 µm o -212 µm).

Los resultados del análisis de la última criba mostraron que los residuos lixiviados de la tanque contenían entre <0.01 y 0.73 gAu/mt de mineral. Los valores residuales de oro estaban distribuidos uniformemente a través de los fragmentos de diversos tamaños.

PROCEDIMIENTOS DE PRUEBA DE RESISTENCIA Y DE ESTABILIDAD DEL AGLOMERADO

Se llevaron a cabo pruebas de resistencia y estabilidad de aglomerados en el compuesto PO-11 en el 80% de la alimentación de 6.3 mm para optimizar las condiciones de aglomeración. Se cribó en seco, a 1.7 mm, una fracción de 10 kg de la alimentación, para determinar la cantidad natural de material de más de 1.7 mm. El material cribado de más o menos 1.17 mm se recombinó sobre una base ponderada para producir diez fracciones idénticas de 1 kilogramo para las pruebas de resistencia y estabilidad de aglomerados.

Las cargas de mineral se aglomeraron mediante la adición de la cantidad adecuada de aglutinante a las cargas de mineral, mojando con agua para obtener el contenido óptimo de humedad (determinado visualmente) y curando en recipientes sellados por 72 horas antes de cribar. Los aglomerados preparados se colocaron en una criba de 1.7 mm y se cribaron dentro y fuera de un contenedor de agua 10 veces en un período de 30 segundos. Al cribar de esta manera se imparte a los aglomerados una fuerza de cizalla sustancialmente más severa que la impartida por la solución de percolación. La estabilidad se midió empíricamente mediante la comparación de la cantidad de aglomerados retenidos en una criba de 1.7 mm después de cribar con la cantidad de alimentación retenida naturalmente en una criba de malla 10 (cribado en seco). Generalmente, se producen aglomerados estables cuando se alcanza más de un 30 porciento de mejora en el peso de la cantidad de alimentación retenida en la criba después de cribar.

Las pruebas de resistencia de los aglomerados se llevaron a cabo mediante la selección de dos aglomerados típicos de cada carga aglomerada antes de cribar y sumergiéndolas por separado en vasos de precipitado con agua y observando el grado de degradación del aglomerado en un período de 24 horas. Un aglomerado con suficiente resistencia de grano para superar las tendencias de crecimiento de las arcillas contenidas no se degradaría en 24 horas o más de inmersión completa.

Las condiciones óptimas de aglomeración se determinaron por el punto en el que cerca del porcentaje máximo del peso se retuvo en la criba de 1.7 mm y el punto en el que no se produjo la degradación dentro de las 24 horas de inmersión.

Los resultados de la resistencia y estabilidad del aglomerado se presentan en la Tabla 59.

Tabla 59. – Resultados de Resistencia del Aglomerado y Pruebas de Estabilidad, Compuesto Cerro Quema PO-11 (Óxido La Pava)

Adición Aglom., kg/mt mena		Humedad	Retenido en criba 1.7mm,	Observ. de submers. (Grado de degradación)	
Cemento	Cal	%	% peso	10Minutos	24 horas
N/A	N/A	N/A	67.5	Cribado Seco	
0.0	0.0	9.8	73.5	Parcial	Total
0.0	2.3	9.6	79.3	Total	Total
1.0	1.8	9.4	76.9	Parcial	Total
2.0	1.8	9.7	83.2	Parcial	Total
2.0	0.0	10.1	78.6	Total	Total
3.0	0.0	8.9	79.0	Parcial	Parcial
4.0	0.0	9.8	80.7	Parcial	Parcial
3.0	1.8	11.1	91.5	Ninguno	Parcial
4.0	1.8	11.1	96.6	Ninguno	Ning.
5.0	0.0	10.9	95.9	Ninguno	Parcial

Se determinó que las adiciones óptimas indicadas de aglutinante de aglomeración eran de cal, lo que equivale al 80% del requerimiento de la prueba de botella en rodillo, más cemento equivalente a 4.0 kg/mt de mineral. La humedad óptima de aglomeración (determinada visualmente) fue de 11.1%. Estas condiciones óptimas de aglomeración se utilizaron para la aglomeración de la carga de mineral de prueba de la Columna PO-11.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACIÓN POR PERCOLACIÓN EN COLUMNA

Se llevaron a cabo las pruebas de lixiviación por percolación en columna en 5 compuestos elegidos a un tamaño de alimentación del 100%-25mm (~ P_{80}19mm) para determinar la recuperación de oro, la tasa de recuperación y los requerimientos de reactivos, en condiciones de lixiviación simulados.

Se aglomeró toda la alimentación en columna. Las Columnas P1, P2, P3 y P4 se aglomeraron utilizando solo cal y la Columna P5 se aglomeró utilizando cal y cemento. Las cargas de mineral fueron aglomeradas mediante la adición de la cantidad apropiada de cal y cemento (para P5), mojando con agua para el contenido de humedad óptima (determinado visualmente), mientras que se volteó mecánicamente para efectuar la aglomeración y el curado en las columnas de lixiviación por 72 horas antes de aplicar la solución de lixiviación. Las adiciones de cal se basaron en los requerimientos de cal de la prueba de botella en rodilla. La cal equivalente al 80% de los requerimientos de cal de la prueba en botella se añadió a las cargas de minerales y el cemento equivalente a 4.0 kg/mt de mineral se añadió a la carga de mineral de la Columna P5. Las cargas de mineral se colocaron en columnas de lixiviación de 10 cm de diámetro interno por 3 m de alto para minimizar la segregación de partículas y la compactación.

Se llevó a cabo la lixiviación mediante la aplicación de solución de cianuro (0.5 gNaCN/L de solución) sobre las cargas de mineral a una tasa de 0.16 Lpm/m2 (0.004 gpm/pie^2) del área de la sección transversal de la columna. Se recogieron soluciones preñadas efluentes cada 24 horas. Los volúmenes de solución preñada se midieron mediante el pesaje y se tomaron muestras para el

análisis de oro y plata usando métodos convencionales de A.A. Se determinó la concentración de cianuro y el pH para cada solución preñada. Las soluciones preñadas se bombearon a través de un circuito de carbono de tres etapas para la adsorción de los valores de oro disueltos. La solución estéril, con el reactivo adecuado, se aplicó diariamente a las cargas de mineral. Un ciclo de lixiviación intermitente (2 semanas de descanso/1 semana de lixiviación) se inició en días, 52 (P1 y P4), 42 (P2 y P3) y 32 (P5) de los ciclos de lixiviación para determinar si podrían incrementarse las concentraciones de solución preñada subsecuentes (después de 1 semana de lixiviación). Las cargas de mineral se dejaron remojar en una solución de cianuro residual (cargas de mineral drenadas) durante el ciclo de descanso de dos semanas. Todo el carbón cargado se analizó en busca de oro y plata para obtener una verificación del equilibrio metalúrgico con valores extraídos acumulativos, determinados por el análisis de A.A. diario de la solución preñada. Se ensayó también una división de carbono en busca de cobre y mercurio.

Después de la lixiviación se realizó el lavado con agua para eliminar el cianuro residual (requisito del estado) y para recuperar los valores de oro disueltos. Se determinó la humedad necesaria para saturar las cargas de mineral (inventario de solución en proceso) y la humedad retenida. Las densidades de volumen de mineral se midieron antes y después de la lixiviación.

Se realizaron pruebas de drenaje después de terminar el lavado. Las pruebas se realizaron terminando la aplicación de la solución y midiendo, a la vez, el volumen del desagüe. Se recogieron y se midieron periódicamente los volúmenes de drenaje pesando hasta completar el desagüe.

Después de la lixiviación, el lavado y el drenaje, se eliminaron los residuos de las columnas e inmediatamente se tomaron las muestras de humedad. Los residuos lixiviados restantes se secaron, se mezclaron y se dividieron para obtener una muestra de 1 kg para los ensayes de cobre y mercurio y una exploración de ICP y 1 kg para pruebas ambientales (análisis de extracción SPLP). El resto de cada residuo lixiviado se utilizó totalmente para el análisis del último cribado. Estos residuos se tamizaron, se secaron, se pesaron y la fracción de cada tamaño se sometió a ensaye para determinar el contenido residual de oro.

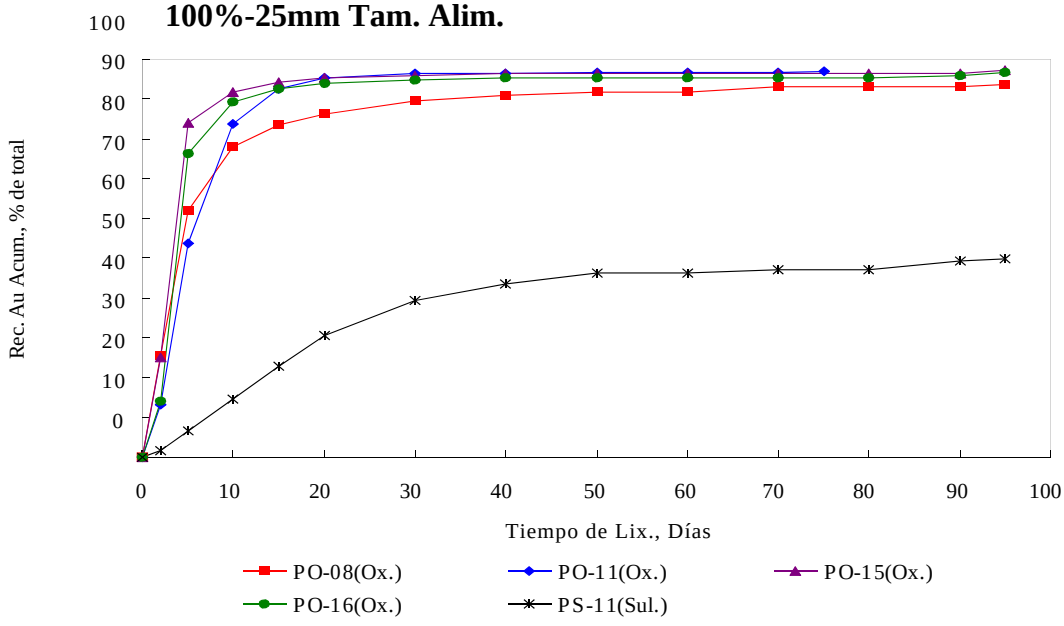
Los resultados metalúrgicos generales de las pruebas de columna se muestran en la Tabla 60. Los perfiles de velocidad de lixiviación del oro se muestran gráficamente en la Figura 21. Los resultados del análisis y recuperación de la criba principal y de la última criba se proporcionan en las tablas de la 61 a la 65. Los datos del equilibrio metalúrgico se proporcionan en la Tabla 66. Los datos de las características físicas del mineral se proporcionan en la Tabla 67. Los datos detallados de la prueba de lixiviación en columna, incluyendo los resultados de la prueba de drenaje, del equilibrio de cobre y mercurio, del escaneo ICP de los residuos de columna lixiviados y los resultados del análisis de extracción SPLP se encuentran en la Sección 6 del Apéndice de este informe.

Tabla 60. - Resultados Metalúrgicos Generales, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.

Compuesto:	PO-08(Ox.)	PO-11(Ox.)	PO-15(Ox.)	PO-16(Ox.)	PS-11(Sul.)
Resultados Metalúrgicos	(P-1)	(P-5)	(P-2)	(P-3)	(P-4)
Extracción:%de oro tot					
1er efluente	25.7	13.3	25.2	14.0	1.6
En 5 días	62.1	53.6	84.1	76.3	6.7
En 10 días	77.9	83.7	91.8	89.2	14.5
En 15 días	83.6	92.6	94.3	92.5	23.0
En 20 días	86.2	95.4	95.2	94.0	30.6
En 30 días	89.5	96.4	95.9	94.9	39.4
En 40 días	91.0	96.5	96.4	95.2	43.6
En 50 días	91.8	96.6	96.4	95.2	46.3
En 60 días	91.8	96.6	96.4	95.4	46.3
En 70 días	93.0	96.6	96.4	95.4	47.2
En 80 días	93.2	96.4	95.4	47.2	
En 90 días	93.2	96.4	96.0	49.4	
Fin de lix./Enjuagar	93.8	97.0	97.2	96.7	50.0
Extraído, gAu/mt mena	0.76	0.65	0.69	0.87	0.17
Crib. Cola, gAu/mt	0.05	0.02	0.02	0.03	0.17
Cabeza calcul., gAu/mt mena	0.81	0.67	0.71	0.90	0.34
Promedio Cab., gAu/mt mena*	0.81	0.69	0.71	0.86	0.34
NaCN Consumido, kg/mt mena	1.28	0.67	1.01	1.16	1.91
Cal Agregada, kg/mt mena	0.9	1.8	2.9	4.1	7.9
Cemento agregado, kg/mt mena	0.0	4.0	0.0	0.0	0.0
PH Solucion Final	10.2	9.4	9.1	9.0	8.5
pH después enjuague	10.1	11.1	9.9	8.7	8.5
Ciclo días lix./enjuague	95	75	95	95	95

* Promedio de toda la determinación de ley de cabeza.

Figura 21. – Perfiles de Tasa de Lixiviación de Oro, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.



Las tasas de recuperación de oro fueron generalmente rápidas. Un ciclo más largo de lixiviación no mejoraría significativamente las recuperaciones de oro.

Los consumos de cianuro fueron altos para los cinco compuestos y oscilaron de 0.67 a 1.91 kg/mt de mineral. Pueden ser más bajos los consumos de aglomerados comerciales (factor de 3 a 4). La cal que se añadió a la carga de mineral antes de la lixiviación (0.9, 1.8, 2.9, 4.1 y 7.9 kg/mt de mineral) fue suficiente para mantener la alcalinidad de protección durante la lixiviación para los compuestos PO-08 y PO-11, pero no fue suficiente para los compuestos PO-15, PO-16 y PS-11. La leche de cal se añadió gradualmente a 1.0 g/L a la solución de lixiviación para los compuestos PO-15, PO-16 y PS-11, para llevar el pH a 10.

Resultados metalúrgicos generales muestran que los cuatro compuestos de óxido de Cerro Quema La Pava fueron fácilmente susceptibles al tratamiento de lixiviación por cianuración en montones simulado al 100% de la alimentación de 2.5 mm y el único compuesto de sulfuro (PS-11) fue ligeramente susceptible al tratamiento de lixiviación por cianuración en montones simulado al mismo tamaño de alimentación. La recuperación máxima de oro obtenido a partir de compuestos de óxido en el 100% de la alimentación de 25 mm fue de 97.2%, la mínima fue de 93.8%, con un promedio de 96.2% en75 a 95 días de lixiviación y lavado. La recuperación más baja de oro (50%) se obtuvo del compuesto PS-11. La recuperación de oro obtenida de las pruebas de lixiviación en columna fue ligeramente mayor que las obtenidas de las pruebas de lixiviación de flujo ascendente en tanque y de las de botella en rodillos.

Tabla 61. – Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño,
Compuesto Cerra Quema PO-08 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza (P-1)					
-25+19mm	27.5	27.5	0.88	29.6	29.6
-19+12.5	19.5	47.0	0.85	20.2	49.8
-12.5+6.3mm	13.1	60.1	0.84	13.4	63.2
-6.3mm+1.7mm	11.6	71.7	0.73	10.3	73.5
-1.7mm+420µm	23.8	95.5	0.56	16.3	89.8
-420µm+212µm	1.6	97.1	0.91	1.8	91.6
-212µm+150µm	0.4	97.5	1.86	0.9	92.5
-150µm+75µm	0.4	97.9	3.07	1.5	94.0
-75µm	2.1	100.0	2.34	6.0	100.0
Compuesto	100.0		0.82		100.0
Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna (P-1)					
-25+19mm	21.1	21.1	0.04	16.0	16.0
-19+12.5	20.4	41.5	0.04	15.4	31.4
-12.5+6.3mm	15.0	56.5	0.05	14.2	45.6
-6.3mm+1.7mm	12.3	68.8	0.03	7.0	52.6
-1.7mm+420µm	23.9	92.7	0.03	13.5	66.1
-420µm+212µm	2.5	95.2	0.05	2.4	68.5
-212µm+150µm	0.6	95.8	0.06	0.7	69.2
-150µm+75µm	0.7	96.5	0.13	1.7	70.9
-75µm	3.5	100.0	0.44	29.1	100.0
Compuesto	100.0		0.05	100.0	

Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Prueba de Lix. en Columna (P-1)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensaye, g Au/mt Cabeza	Ensaye, g Au/mt Cola	Recup. Oro, %
-25+19mm	27.5	21.1	0.88	0.04	95.5
-19+12.5	19.5	20.4	0.85	0.04	95.3
-12.5+6.3mm	13.1	15.0	0.84	0.05	94.0
-6.3mm+1.7mm	11.6	12.3	0.73	0.03	95.9
-1.7mm+420µm	23.8	23.9	0.56	0.03	94.6
-420µm+212µm	1.6	2.5	0.91	0.05	94.5
-212µm+150µm	0.4	0.6	1.86	0.06	96.8
-150µm+75µm	0.4	0.7	3.07	0.13	95.8
-75µm	2.1	3.5	2.34	0.44	81.2
Compuesto	100.0	100.0	0.82	0.05	93.9

Tabla 62. - Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño,
Compuesto Cerra Quema PO-11 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza (P-5)					
-25+19mm	18.3	18.3	0.55	14.5	14.5
-19+12.5	20.4	38.7	0.55	16.2	30.7
-12.5+6.3mm	14.6	53.3	0.50	10.5	41.2
-6.3mm+1.7mm	15.5	68.8	0.42	9.4	50.6
-1.7mm+420µm	8.5	77.3	0.38	4.6	55.2
-420µm+212µm	2.2	79.5	0.43	1.4	56.6
-212µm+150µm	1.0	80.5	0.47	0.7	57.3
-150µm+75µm	1.8	82.3	0.46	1.2	58.5
-75µm	17.7	100.0	1.63	41.5	100.0
Compuesto	100.0		0.69	100.0	
Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna (P-5)					
-25+19mm	16.4	16.4	0.02	16.3	16.3
-19+12.5	19.0	35.4	0.02	18.8	35.1
-12.5+6.3mm	14.6	50.0	0.02	14.5	49.6
-6.3mm+1.7mm	14.2	64.2	0.02	14.1	63.7
-1.7mm+420µm	9.6	73.8	0.02	9.5	73.2
-420µm+212µm	3.0	76.8	0.02	3.0	76.2
-212µm+150µm	1.1	77.9	0.02	1.1	77.3
-150µm+75µm	1.7	79.6	0.03	2.5	79.8
-75µm	20.4	100.0	0.02	20.2	100.0
Compuesto	100.0		0.02	100.0	

Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Prueba de Lix. en Columna (P-5)

Tam. Fracción	Peso, % Cabeza	Peso, % Cola	Ensaye, gAu/mt Cabeza	Ensaye, gAu/mt Cola	Recup. Oro, %
-25+19mm	18.3	16.4	0.55	0.02	96.4
-19+12.5	20.4	19.0	0.55	0.02	96.4
-12.5+6.3mm	14.6	14.6	0.50	0.02	96.0
-6.3mm+1.7mm	15.5	14.2	0.42	0.02	95.2
-1.7mm+420µm	8.5	9.6	0.38	0.02	94.7
-420µm+212µm	2.2	3.0	0.43	0.02	95.3
-212µm+150µm	1.0	1.1	0.47	0.02	95.7
-150µm+75µm	1.8	1.7	0.46	0.03	93.5
-75µm	17.7	20.4	1.63	0.02	98.8
Compuesto	100.0	100.0	0.69	0.02	97.1

Tabla 63. - Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza y Colas y Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño,
Compuesto Cerra Quema PO-11 (Óxido La Pava), 100%-25mm Tam. de Alim.

Tam. Fracción	Peso, %	Peso, Acum. %	Ensaye, gAu/mt	Distribución Au %	Distribución Au Acum. %
Resultados de Análisis de Cribado de Cabeza (P-2)					
-25+19mm	26.9	26.9	0.66	25.9	25.9
-19+12.5	24.9	51.8	0.63	22.9	48.8
-12.5+6.3mm	18.4	70.2	0.63	16.9	65.7
-6.3mm+1.7mm	14.0	84.2	0.61	12.5	78.2
-1.7mm+420µm	6.3	90.5	0.72	6.6	84.8
-420µm+212µm	1.6	92.1	1.02	2.4	87.2
-212µm+150µm	0.6	92.7	1.10	1.0	88.2
-150µm+75µm	1.1	93.8	1.11	1.8	90.0
-75µm	6.2	100.0	1.10	10.0	100.0
Compuesto	100.0		0.68	100.0	
Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna (P-2)					
-25+19mm	21.7	21.7	0.02	24.1	24.1
-19+12.5	26.7	48.4	0.02	29.7	53.8
-12.5+6.3mm	20.6	69.0	0.01	11.4	65.2
-6.3mm+1.7mm	15.8	84.8	0.02	17.5	82.7
-1.7mm+420µm	5.4	90.2	0.02	6.0	88.7
-420µm+212µm	1.5	91.7	0.02	1.7	90.4
-212µm+150µm	0.7	92.4	0.03	1.2	91.6
-150µm+75µm	0.9	93.3	0.02	1.0	92.6
-75µm	6.7	100.0	0.02	7.4	100.0
Compuesto	100.0		0.02	100.0	

Datos de Recuperación por Fracción de Tamaño, Prueba de Lix. en Columna (P-2)

Tam.	Peso, %		Ensaye, gAu/mt		Recup. Oro,
Fracción	Cabeza	Cola	Cabeza	Cola	%
-25+19mm	26.9	21.7	0.66	0.02	97.0
-19+12.5	24.9	26.7	0.63	0.02	96.8
-12.5+6.3mm	18.4	20.6	0.63	0.01	98.4
-6.3mm+1.7mm	14.0	15.8	0.61	0.02	96.7
-1.7mm+420µm	6.3	5.4	0.72	0.02	97.2
-420µm+212µm	1.6	1.5	1.02	0.02	98.0
-212µm+150µm	0.6	0.7	1.10	0.03	97.3
-150µm+75µm	1.1	0.9	1.11	0.02	98.2
-75µm	6.2	6.7	1.10	0.02	98.2
Compuesto	100.0	100.0	0.68	0.02	97.1

Tabla 64. – Resultados de Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna,
Compuesto Cerro Quema PO-16 (Óxido La Pava), (P-3), 100%-25mm Tam. De Alim.

Tam.	Peso,	Peso,	Ensaye,	Distribución Au	
Fracción	%	Acum. %	gAu/mt	%	Acum. %
-25+19mm	29.4	29.4	0.04	41.5	41.5
-19+12.5	20.1	49.5	0.02	14.2	55.7
-12.5+6.3mm	14.6	64.1	0.02	10.3	66.0
-6.3mm+1.7mm	12.9	77.0	0.02	9.1	75.1
-1.7mm+420µm	7.5	84.5	0.02	5.3	80.4
-420µm+212µm	2.0	86.5	0.02	1.4	81.8
-212µm+150µm	1.0	87.5	0.03	1.0	82.8
-150µm+75µm	1.3	88.8	0.03	1.4	84.2
-75µm	11.2	100.0	0.04	15.8	100.0
Compuesto	100.0		0.03	100.0	

Tabla 65. – Resultados de Análisis de Cribado de Colas, Residuo de Lix. en Columna,
Compuesto Cerro Quema PS-11 (Sulfuro La Pava), (P-4), 100%-25mm Tam. de Alim.

Tam.	Peso,	Peso,	Ensaye,	Distribución Au	
Fracción	%	Acum. %	gAu/mt	%	Acum. %
-25+19mm	24.6	24.6	0.15	21.4	21.4
-19+12.5	29.2	53.8	0.16	27.1	48.5
-12.5+6.3mm	20.9	74.7	0.19	23.0	71.5
-6.3mm+1.7mm	13.7	88.4	0.18	14.3	85.8
-1.7mm+420µm	4.9	93.3	0.17	4.8	90.6
-420µm+212µm	1.2	94.5	0.21	1.5	92.1
-212µm+150µm	0.5	95.0	0.27	0.8	92.9
-150µm+75µm	0.7	95.7	0.34	1.4	94.3
-75µm	4.3	100.0	0.23	5.7	100.0
Compuesto	100.0		0.17	100.0	

El análisis de cribado de cabeza se llevó a cabo solo en tres de los cinco compuestos de columna de Cerro Quema, debido a la disponibilidad de muestras. Los resultados del análisis de cribado de cabeza muestran que los compuestos PO-08, PO-11 y PO-15 de Cerro Quema contenían 0.82, 0.69 y 0.68 gAu/mt de mineral, respectivamente. Los valores contenidos de oro estaban distribuidos uniformemente a través de los diversos tamaños de fragmentos, con un ligero enriquecimiento de los valores que se observaron en los fragmentos más finos (-420µm y -212µm).

Los resultados del análisis de la última criba mostraron que los residuos lixiviados de la columna contenían entre 0.02 y 0.17 gAu/mt de mineral. Los valores de oro residual estaban distribuidos uniformemente a través de los diversos tamaños de fragmentos.

Tabla 66. – Balance Metalúrgico, Pruebas de Lix. en Columna,
Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Alim.

	Balance Metalúrgico		
	Sol. vs. Cola	Carbón vs. Cola	Cabeza vs. Cola[2)]
PO-08 (P-1) Óxido La Pava			
Extraído, gAu/mt mena	0.76	0.69	0.76
Crib. Cola, g Au/mt	0.05	0.05	0.05
Calculado, Cabeza, gAu/mt	0.81	0.74	0.81
Recuperación,%	93.8	93.2	93.8
Desviación, g/mt[1)]	N/A	0.07	0.00
Precisión, %	100.0	91.4	100.0
PO-11 (P-5) Óxido La Pava			
Extraído, gAu/mt mena	0.65	0.64	0.67
Crib. Cola, gAu/mt	0.02	0.02	0.02
Calculado, Cabeza, gAu/mt	0.67	0.66	0.69
Recuperación, %	97.0	97.0	97.1
Desviación, g/mt[1)]	N/A	0.01	0.02
Precisión, %	100.0	98.5	97.0
PO-15 (P-2) Óxido La Pava			
Extraído, gAu/mt mena	0.69	0.65	0.69
Crib. Cola, gAu/mt	0.02	0.02	0.02
Calculado, Cabeza, gAu/mt	0.71	0.67	0.71
Recuperación, %	97.2	97.0	97.2
Desviación, g/mt[1)]	N/A	0.04	0.00
Precisión, %	100.0	94.4	100.0
PO-16 (P-3) Óxido La Pava			
Extraído, gAu/mt mena	0.87	0.85	0.83
Crib. Cola, gAu/mt	0.03	0.03	0.03
Calculado, Cabeza, gAu/mt	0.90	0.88	0.86
Recuperación, %	96.7	96.6	96.5
Desviación, g/mt[1)]	N/A	0.02	0.04
Precisión, %	100.0	97.8	95.6
PS-11 (P-4) Sulfuro La Pava			
Extraído, gAu/mt mena	0.17	0.17	0.17
Crib. Cola, gAu/mt	0.17	0.17	0.17
Calculado, Cabeza, gAu/mt	0.34	0.34	0.34
Recuperación, %	50.0	50.0	50.0
Desviación, g/mt[1)]	N/A	0.00	0.00
Precisión, %	100.0	100.0	100.0

1) Desviación de la solución versus balance de colas.

2) Calculado, basado en el promedio de todas las leyes de cabezas y resultados de cribado de colas.

Los balances metalúrgicos de solución versus cola, carbón cargado versus cola y cabeza versus cola concordaron estrechamente y estuvieron por encima de los límites de precisión normalmente esperados (>90%) para todas las pruebas de lixiviación en columna de Cerro Quema. Se considera que los equilibrios metalúrgicos Solución versus Cola son los más confiables, debido a la cantidad de análisis de verificación realizados en las soluciones de prueba en columna. El equilibrio se utilizó para todos los cálculos de recuperación porcentual analizados en este informe. Las desviaciones en el equilibrio metalúrgico oscilaron de 0.00 a 0.04 gAu/mt de mineral.

Tabla 67. – Datos de Características Físicas de la Mena, Pruebas de Lix. en Columna, Compuestos Cerro Quema, La Pava, 100%-25mm Tam. Alim.

		Mena	Humedad, % peso				Dens. Aparente, Prueba mt mena/m^3	
Compuesto	No.	Carga, kg	Como Recibido	Por Aglomeración	a Saturar*	Retenido	Antes	Después
PO-08 Óxido	P-1	25.45	0.1	4.3	14.7	5.8	1.69	1.69
PO-11 Óxido	P-5	24.83	0.2	13.1	24.4	12.9	1.34	1.34
PO-15 Óxido	P-2	25.67	0.2	5.5	17.2	6.6	1.46	1.47
PO-16 Óxido	P-3	25.79	0.2	9.0	20.3	9.0	1.44	1.44
PS-11 Sulfuro	P-4	25.55	0.4	6.1	16.3	5.7	1.48	1.48

* Calculado en base a peso de mena seco, incluye humedad por aglomeración.

Los datos de las características físicas del mineral muestran que no se produjeron desplomes de cargas de mineral durante la lixiviación. Las densidades aparentes del mineral fueron esencialmente las mismas antes y después de la lixiviación. Durante la lixiviación no se produjeron problemas de infiltración de solución, migración de finos o de canalización de solución. Los requerimientos de humedad eran los típicos de la alimentación finamente triturada.

PROCEDIMIENTOS Y RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LA CAPACIDAD Y VELOCIDAD DE ADSORCIÓN DE CARBÓN

Se llevó a cabo una serie de pruebas de la capacidad y la tasa de adsorción de carbono en las muestras filtradas de solución preñada final generada durante todas las pruebas de lixiviación en tanques de flujo ascendente, para determinar las características de carga de carbono de los valores metálicos extraídos durante la cianuración del mineral de Cerro Quema. A partir de las pruebas de lixiviación en tanques de Cerro Quema se hicieron dos compuestos de solución preñada de 20 L.

Se realizaron pruebas de equilibrio de la capacidad de adsorción en los dos compuestos de 20L poniendo en contacto seis alícuotas de 1 litro con cantidades variadas de carbón activado durante 24 horas. Las cargas de carbón activado fueron de 0.1, 0.2, 0.5, 1.0, 2.0 y 5.0 gramos de carbón por litro de solución. Se muestrearon y analizaron las soluciones estériles resultantes en busca de oro y plata utilizando los métodos de A.A.

Las concentraciones respectivas de solución preñada y estéril se utilizaron en los cálculos de equilibrio de masa para determinar las cargas de carbón. Las muestras de carbón cargado de las pruebas de 1.0, 2.0 y 5.0 gC/L se lavaron, se secaron, se pesaron y se analizaron para confirmar las cargas de carbón calculadas.

Se llevó a cabo una prueba de velocidad de adsorción en una alícuota de 2 litros de cada una de las dos soluciones preñadas poniéndolas en contacto con una carga de 1.0 gC/L durante 24 horas. Se muestrearon soluciones estériles provisionales a 20, 40 y 60 minutos y a 2.5, 8 y 24 horas y se analizaron en busca de oro y plata usando métodos de A.A. Una vez más, se utilizó un cálculo de equilibrio de masa para determinar las cargas de metales preciosos en el carbón y se analizó la última carga de carbón para la comparación. Los datos de la capacidad de adsorción de plata no eran adecuados para el mismo modelo isotérmico, probablemente debido a la relativamente baja

calidad de las muestras de solución preñada evaluadas. Así pues, los datos de la capacidad de adsorción de plata se excluyeron de la gráfica. En la sección 7 del Apéndice de este informe se proporcionan los datos de las pruebas de adsorción de carbón.

Tabla 68. – Series de Prueba de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema,
Compuesto de Solución Preñada Final PO - Vat, 1.0 L Alícuotas, 24.0 Tiempo Cont. Hr.

Adición de carbón,	Sol. Estéril		Ensaye de carb. Carg.		Carga de Carbón Calc.		% Recuperado	
g/L	mgAu/L	mgAg/L	gAu/mt	gAg/mt	gAu/mt	gAg/mt	Au	Ag
Solución Preñada	0.35	0.14						
0.10	0.28	0.13			700	100	20.0	7.1
0.20	0.18	0.10			850	200	48.6	28.6
0.50	0.03	0.05			640	180	91.4	64.3
1.00	0.01	0.04	313.2	114.2	340	100	97.1	71.4
2.00	<0.01	0.01	166	71.8	>170	65	>97.1	92.9
5.00	<0.01	0.01	N/A[1)]	30.4	>68	26	>97.1	92.9

1) Au was likely lost during the parting and weighing of gold bead. (Los resultados originales fueron 4.1gAu/mt de carbón cargado)

Tabla 69. - Series de Prueba de Tasa de Adsorción de Carbón, Cerro Quema,
Compuesto de Solución Preñada Final PO - Vat, 2.0 L Alícuotas, 1.0g Carbón/L

Contacto de Carbón	Sol. Estéril		Ensaye de carb. Carg		Carga de Carbón Calc		% Recuperado	
Tiempo, hrs	mgAu/L	mgAg/L	gAu/mt	gAg/mt	gAu/mt	gAg/mt	Au	Ag
Solución Preñada	0.35	0.14						
0.33	0.28	0.12			66.4	19.0	20.0	14.3
0.67	0.26	0.11			84.9	28.2	25.7	21.4
1.00	0.24	0.09			103.1	46.4	31.4	35.7
2.00	0.18	0.08			156.6	55.4	48.6	42.9
5.00	0.09	0.06			235.1	72.8	74.3	57.1
8.00	0.04	0.04			277.7	89.9	88.6	71.4
24.00	0.01	0.01	301.4	113.7	302.7	114.9	97.1	92.9

Figura 22. – Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Datos de cargado de oro en compuesto de solución preñada PO-Vat

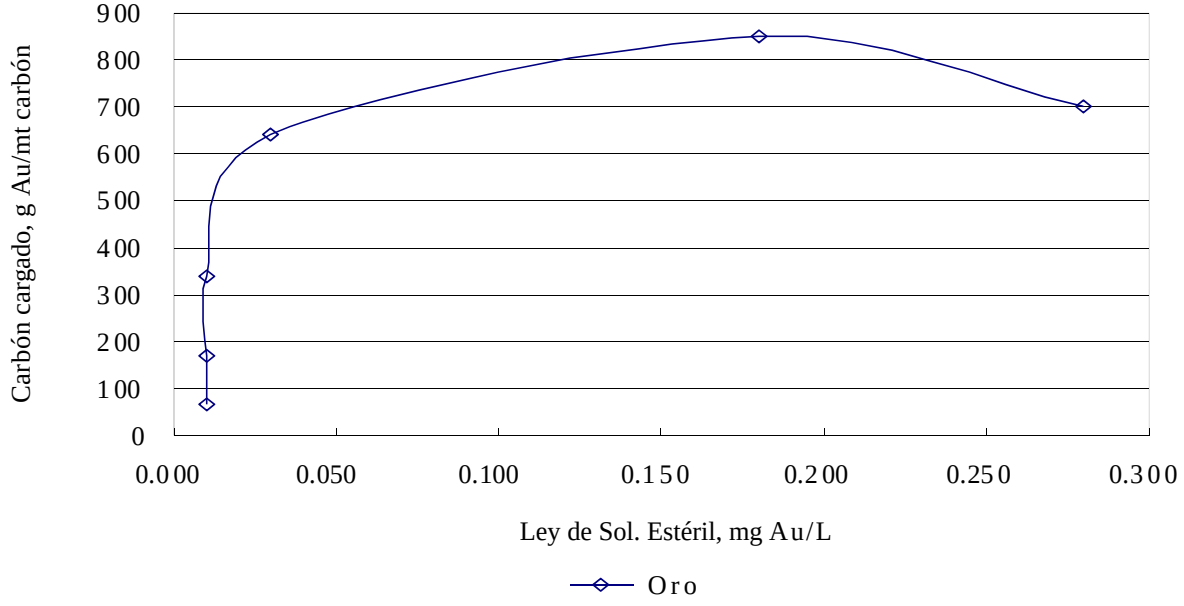
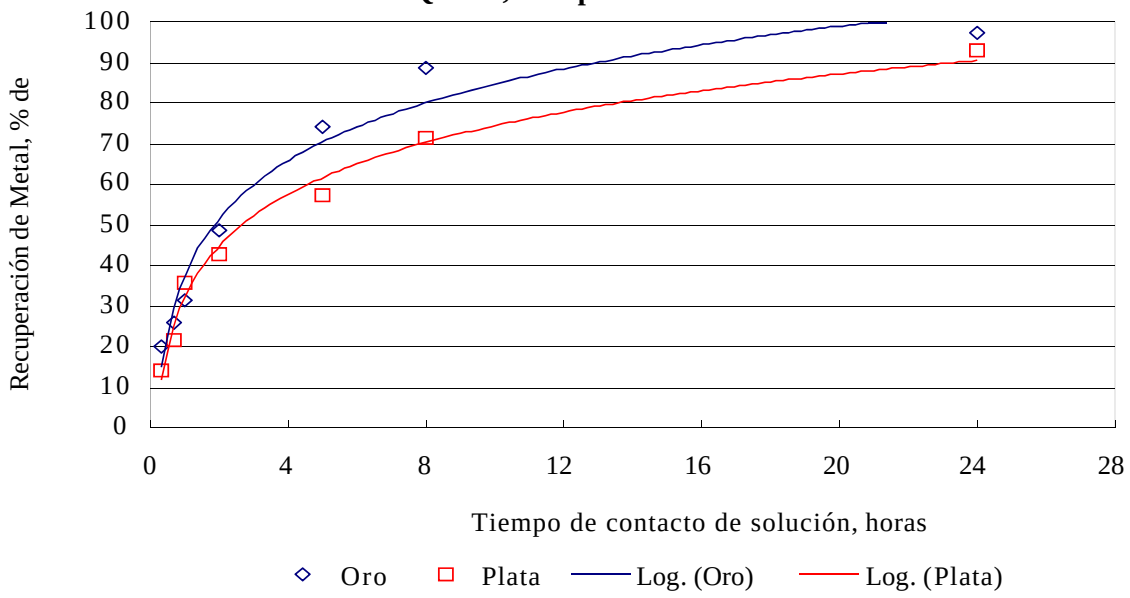


Figura 23. – Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Comp. de Sol. Preñada PO-Vat



Los datos de la capacidad de adsorción muestran las cargas máximas de oro y plata de 850 gAu/mt y 200 gAg/mt de carbón que se obtuvieron utilizando el compuesto PO-final de solución preñada generado de las pruebas de lixiviación en tanques. Los datos de capacidad indican que solo son necesarios 3 contactos de carbón para lograr soluciones estériles de baja ley. Se recuperó más del 97% del contenido de oro y más del 92% del contenido de plata con una carga de carbón de 2 g/L. Los análisis de carbón cargado concordaron razonablemente bien con las cargas de carbón calculadas. El lecho de oro, después de la partición, se perdió para la prueba de capacidad de 5 gC/L.

Los resultados de la prueba de la velocidad de adsorción de carbón en el último compuesto PO-Vat de solución preñada, indican que, esencialmente, todo el oro disuelto (>97.1%) fue adsorbido por el carbón activado con 24 horas de contacto con el carbón, con la densidad del carbón de 1.0 gC/L. La concentración inicial de solución de oro era de 0.35 mg/L.

Tabla 70. – Serie de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema,
Compuesto Solución Preñada Final QO - Vat, 1.0 L Alícuotas, 24 Tiempo Cont. Hr.

Adición Carbón,	Prueba de Cap. de Carbón, 1.0L Alícuotas, 24.0 Tiempo Cont. Hr							
	Soluc. Estéril		Ensaye de carbón carg.		Carga de Carbón Calc.		% Recuperado	
g/L	mgAu/L	mgAg/L	gAu/mt	gAg/mt	gAu/mt	gAg/mt	Au	Ag
Solución preñada	0.68	0.09						
0.10	0.51	0.09			1700	0	25.0	0.0
0.20	0.38	0.07			1500	100	44.1	22.2
0.50	0.16	0.04			1040	100	76.5	55.6
1.00	0.02	0.02	615.4	70.1	660	70	97.1	77.8
2.00	<0.01	0.01	319.4	43.4	>335	40	>98.5	88.9
5.00	<0.01	0.01	129.6	18	>134	16	>98.5	88.9

Tabla 71. – Series de Pruebas de Tasa de Adsorción de Carbón, Cerro Quema,
Compuesto Solución Preñada Final QO - Vat, 2.0 L Alícuotas, 10g Carbón/L

: Carbón Contacto	Prueba de Cap. de Carbón, 1.0 L Alícuotas, 24.0 Tiempo de Cont. Hr.							
	Solución Estéril		Ensaye de carbón carg		Carga de carbón Calc.		% Recuperado	
Tiempo, hrs	mgAu/L	mgAg/L	gAu/mt	gAg/mt	gAu/mt	gAg/mt	Au	Ag
Solución preñada	0.68	0.09						
0.33	0.53	0.08			142.9	9.5	22.1	11.1
0.67	0.50	0.07			170.9	18.9	26.5	22.2
1.00	0.45	0.06			216.6	28.0	33.8	33.3
2.00	0.37	0.05			288.2	37.0	45.6	44.4
5.00	0.19	0.04			445.9	45.7	72.1	55.6
8.00	0.11	0.03			514.5	54.3	83.8	66.7
24.00	0.02	0.01	552.5	72.9	589.9	71.0	97.1	88.9

Figura 25. – Resultados de Prueba de Capacidad de Carbón, Cerro Quema, Datos de Cargado de Oro Solución Preñada Compuesto QO-Vat

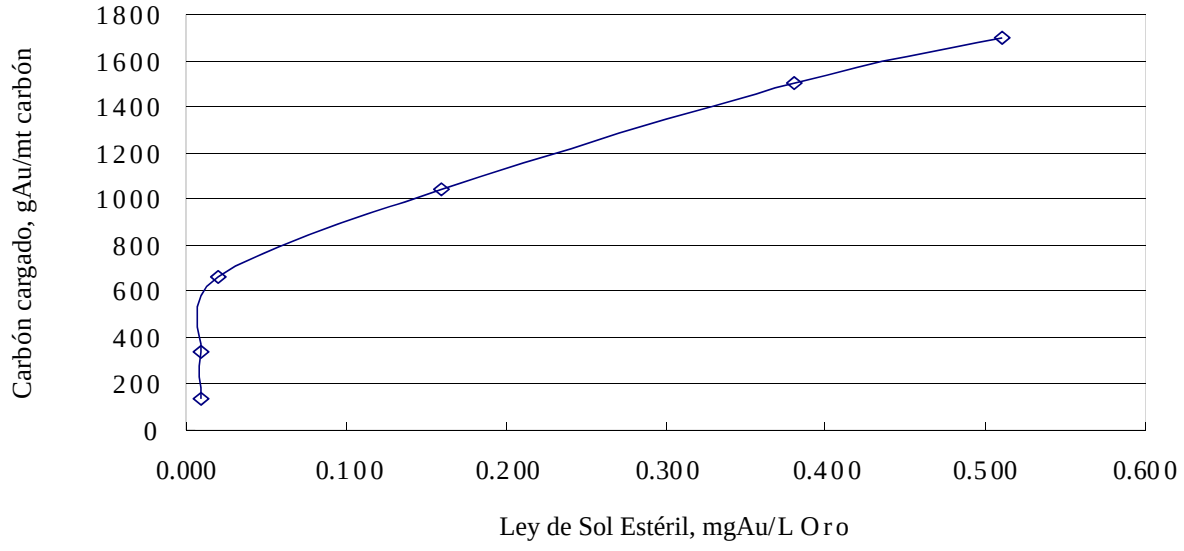
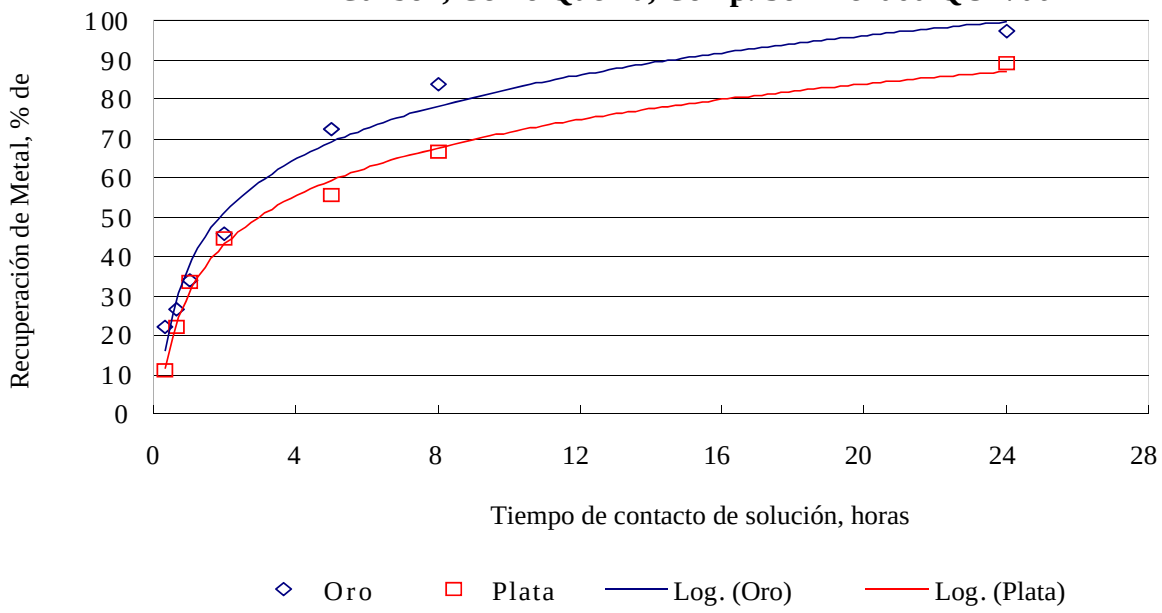


Figura 26. – Resultados de Pruebas de Capacidad de Adsorción de Carbón, Cerro Quema, Comp. Sol Preñada QO-Vat



Los datos de la capacidad de adsorción muestran que las cargas máximas de oro y plata de 1,700 gAu/mt y 100 gAg/mt de carbón se obtuvieron utilizando el compuesto QO-final de solución preñada generada en las pruebas de lixiviación en tanques. Los datos de capacidad indican que 4 etapas de contacto con el carbón serían necesarias para producir una solución estéril de baja ley. Se recuperó más del 98% del contenido de oro y más del 88% del contenido de plata con una carga de carbón de 2 g/L. Los análisis de carbón cargado concuerdan razonablemente bien con las cargas de carbón calculadas.

Los resultados de la prueba de velocidad de adsorción de carbón en el compuesto QO-final de solución preñada indican que esencialmente todo el oro disuelto fue absorbido por el carbón activado dentro de las 24 horas de contacto del carbón con la densidad de carbón de 1.0 gC/L. La solución inicial de oro era de 0.68mg/L.

CONCLUSIONES

- Las menas de óxido de Cerro Quema representado por estos compuestos eran fácilmente susceptibles al tratamiento de cianuración agitada y lixiviación, en tanques, con una alimentación de 6.3 mm

- En general, los compuestos sulfurosos de Cerro Quema no eran susceptibles a tratamientos de cianuración agitados y lixiviación en tanques, con una alimentación de 6.3 mm. Se aplica una excepción a PS-05, el cual se cree que es un compuesto de óxido.

- Las menas de óxido de Cerro Quema representadas por estos compuestos era fácilmente susceptible al tratamiento de cianuración de lixiviación simulada, con una alimentación de 25 mm al 100%.

- El único compuesto sulfuroso de Cerro Quema evaluado fue ligeramente susceptible al tratamiento de cianuración de lixiviación simulada, con una alimentación de 25 mm al 100%

- Las recuperaciones de oro fueron algo mayores en las pruebas de lixiviación en columna, que de las pruebas en rodillo y de lixiviación en tanques de flujo ascendente.

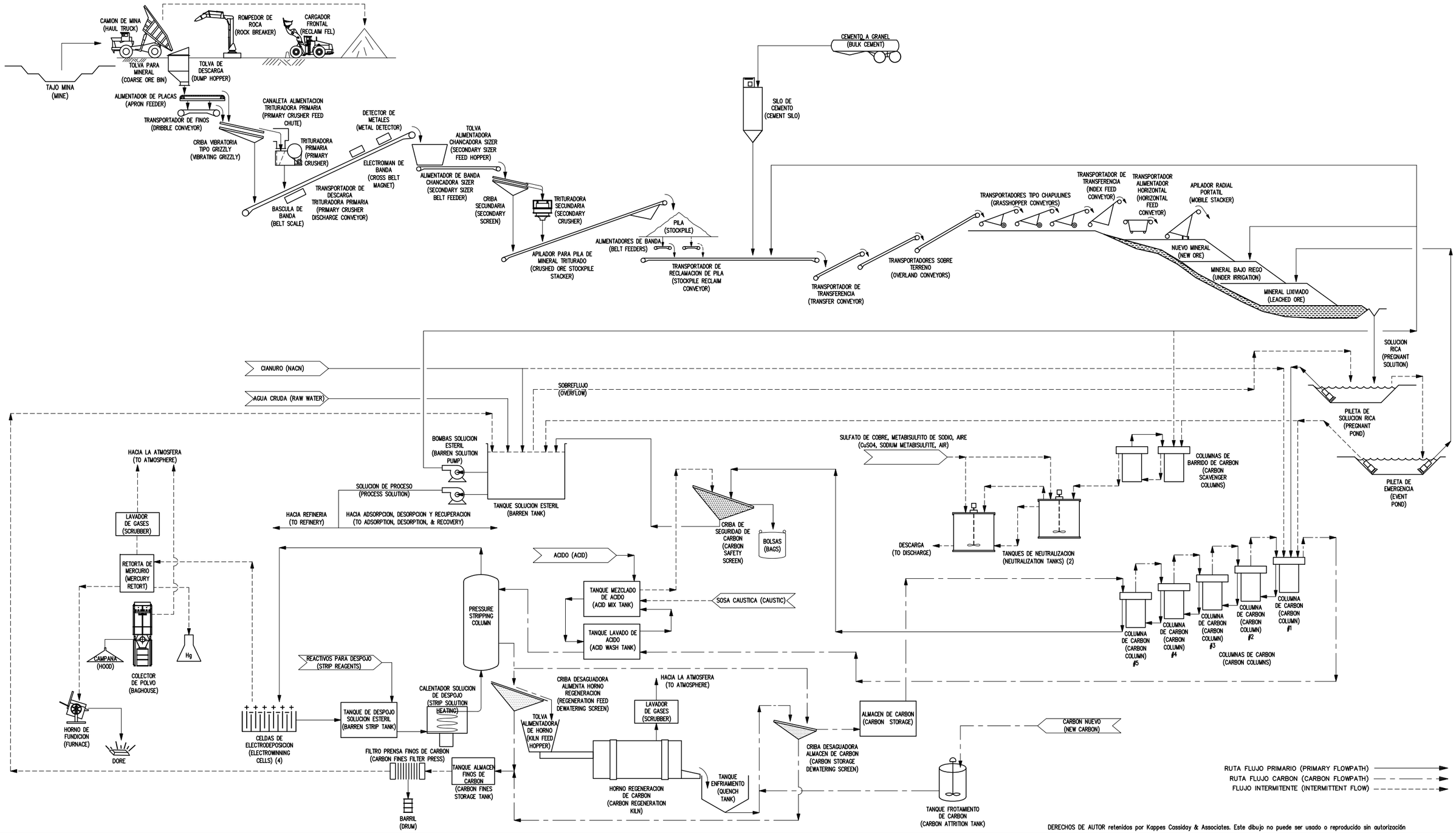
- Generalmente, las velocidades de recuperación de oro fueron rápidas.

- Los consumos de cianuro fueron de bajos a moderados para los compuestos de óxido y altos para los compuestos sulfurosos, pero deberían ser más bajos en la práctica comercial.

- Los requerimientos de cal fueron moderados para los compuestos de óxido y consistentemente altos para los compuestos sulfurosos.

Sileymane A. Lo
Metalurgista / Gerente de Proyecto

SAL:mh



DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	WCC	MGG				06 SEP '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				10 MAY '14	SE ELIMINO SIZER DE MINERAL & AGLOMERADOR
C	WCC	MGG				23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por:	KCA
Dibujado por:	KCA
Revisado por:	
Aprobado por 1:	
Aprobado por 2:	
Aprob. Cliente:	

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

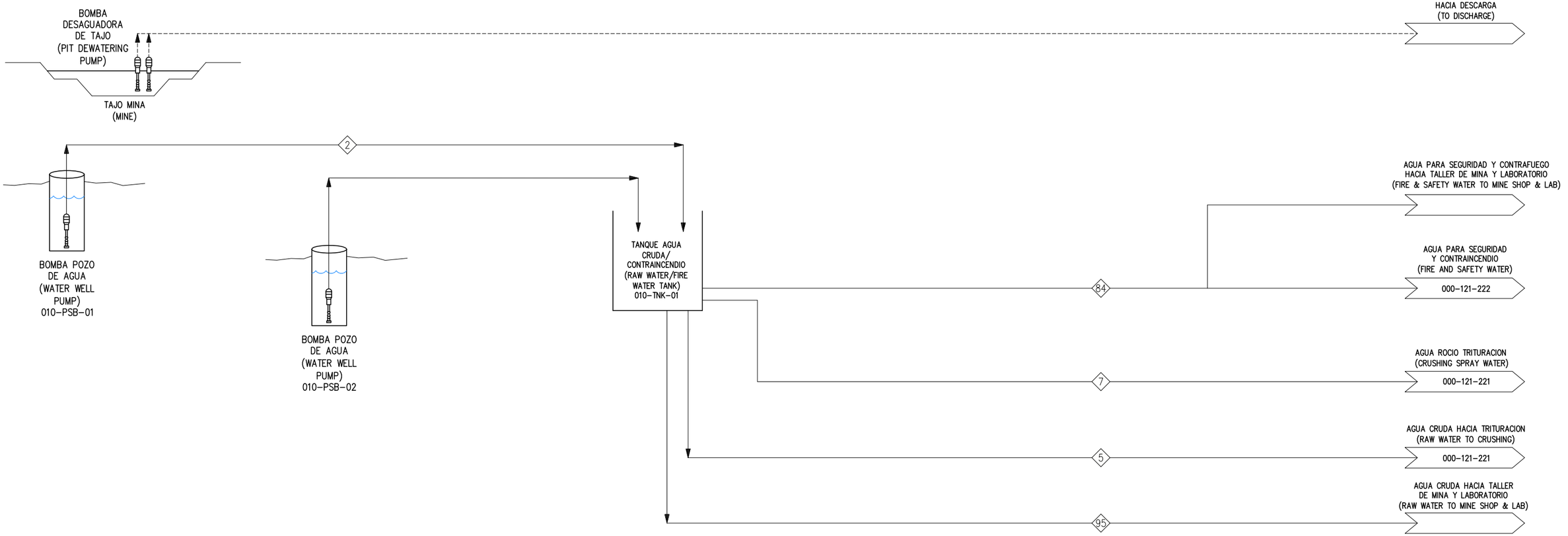
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
FLUJO GENERAL SIMPLIFICADO
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-201S.dwg

5045 **CQ01-000-121-201S** REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-201S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 11:21 AM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: WCABANILLA ESCALA IMPRESION: 1:24.85



	2	5	7	84	95
	Pozo de Agua (Well Water)	Agua Cruda (Raw Water)	Agua Rocio Trituracion (Crushing Spray Water)	Agua Contraincendio (Fire & Safety Water)	Agua Para Laboratorio Y Taller De Mina (Water to Lab & Mine Shop
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	15.9	70.2	1.6	366.0	22.2
Pulpa, tph (Slurry, tph)	15.9	70.2	1.6	366.0	22.2
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	100%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)

RUTA FLUJO NORMAL (NORMAL FLOWPATH) ——►

RUTA FLUJO INTERMITENTE (INTERMITTENT FLOWPATH) - - - - - - - - - - - - ►

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				07NOV13	EMITIDO PARA REVISION INICIAL
B	WCC	MGG				05DEC13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

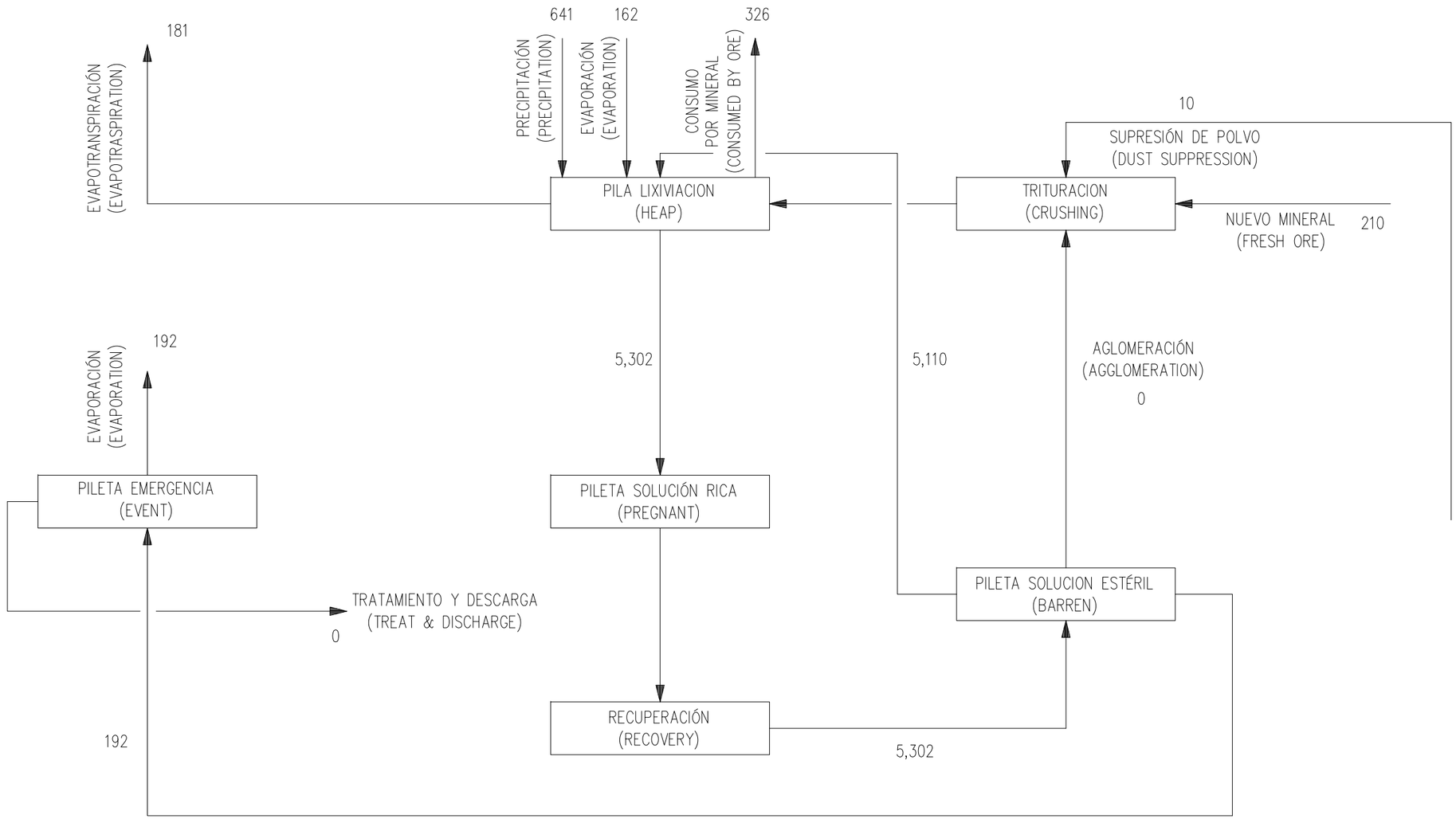
Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
ALMACEN AGUA CRUDA Y DISTRIBUCION
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-212S.dwg

5045 **CQ01-000-121-212S** REV B

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-212S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 4:55 PM FECHA IMPRESION: 12-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847

BALANCE DE AGUA PARA AÑO PROMEDIO DE CERRO QUEMA EN KILOTONS POR AÑO
(AVERAGE YEAR CERRO QUEMA WATER BALANCE IN KILOTONS PER YEAR)



Golder Associates

NUMEROS DE BALANCE DE AGUA PROVEIDO POR GOLDER ASSOCIATES DE RENO (WATER BALANCE NUMBERS PROVIDED BY GOLDER ASSOCIATES RENO)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	MGG	MGG		11 JUN '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: KCA Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

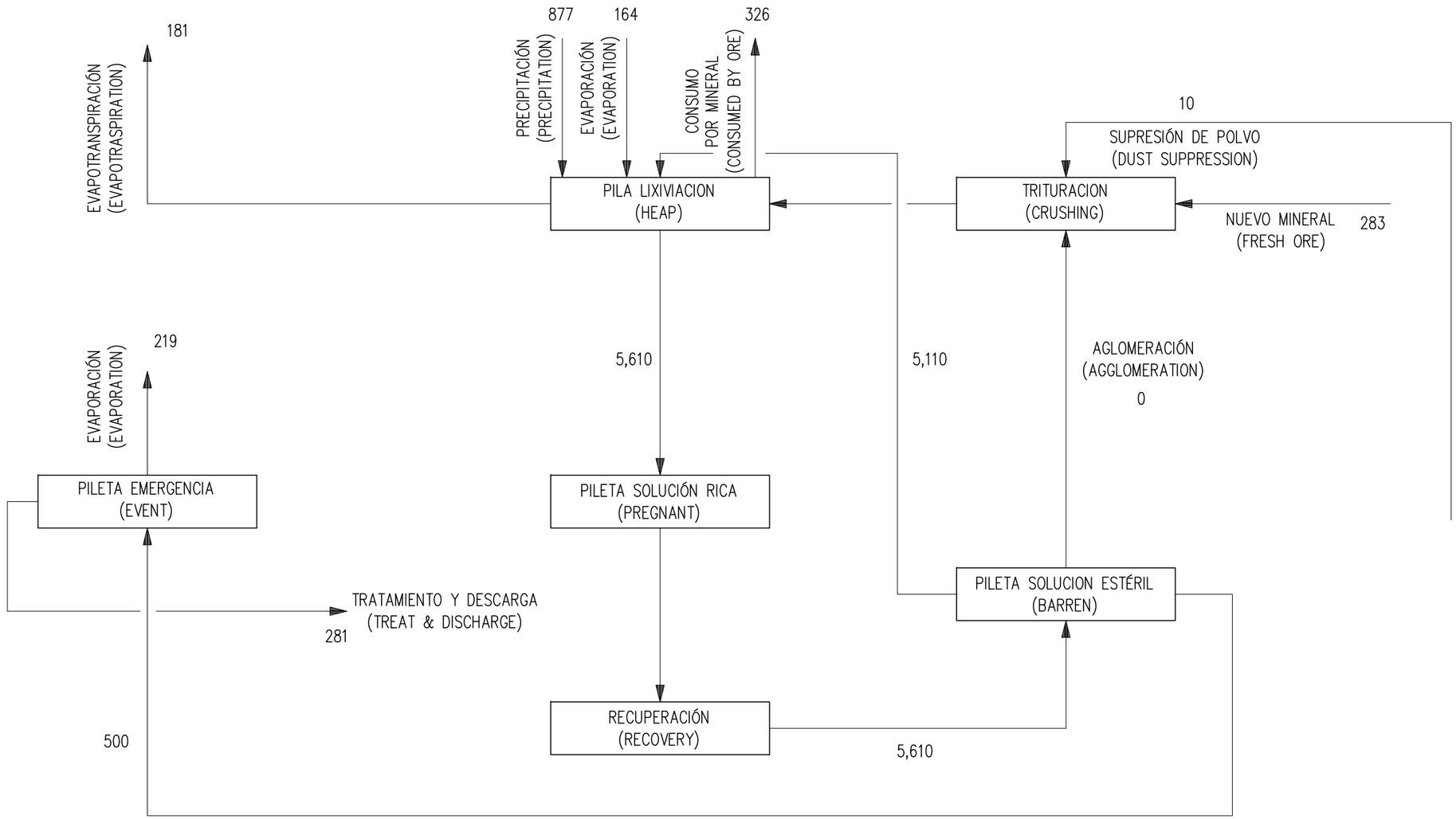
Título: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
BALANCE DE AGUA
DIAGRAMA DE FLUJO
AÑO PROMEDIO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-215S.dwg

5045 **CQ01-000-121-215S** REV A

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-215S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:05 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: WCABANILLA ESCALA IMPRESION: 1:24.85

BALANCE DE AGUA AÑO HUMEDO CERRO QUEMA EN KILOTONS POR AÑO
(WET YEAR CERRO QUEMA WATER BALANCE IN KILOTONS PER YEAR)



NUMEROS DE BALANCE DE AGUA PROVEIDO POR GOLDER ASSOCIATES DE RENO (WATER BALANCE NUMBERS PROVIDED BY GOLDER ASSOCIATES RENO)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
1	MGG	MGG		11 JUN '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO (TSX-V:PRO)

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates — KCA
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

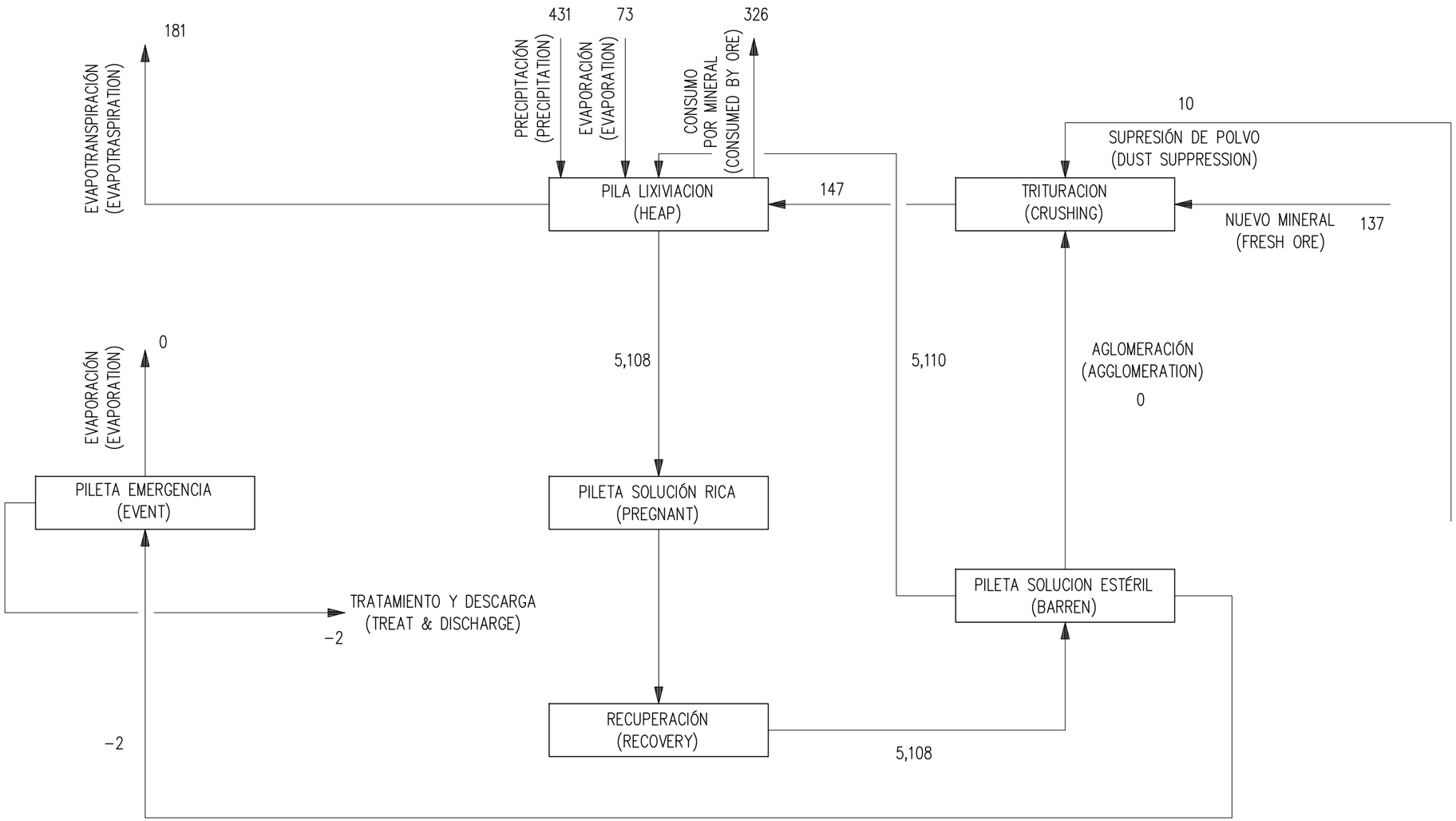
Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
BALANCE DE AGUA
DIAGRAMA DE FLUJO
AÑO HUMEDO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-216S.dwg

5045 **CQ01-000-121-216S** REV A

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-216S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:11 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: WCABANILLA ESCALA IMPRESION: 1:24.85

BALANCE DE AGUA AÑO SECO CERRO QUEMA EN KILOTONS POR AÑO
(DRY YEAR CERRO QUEMA WATER BALANCE IN KILOTONS PER YEAR)



NUMEROS DE BALANCE DE AGUA PROVEIDO POR GOLDER ASSOCIATES DE RENO (WATER BALANCE NUMBERS PROVIDED BY GOLDER ASSOCIATES RENO)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	MGG	MGG		11 JUN '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V: PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7695 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

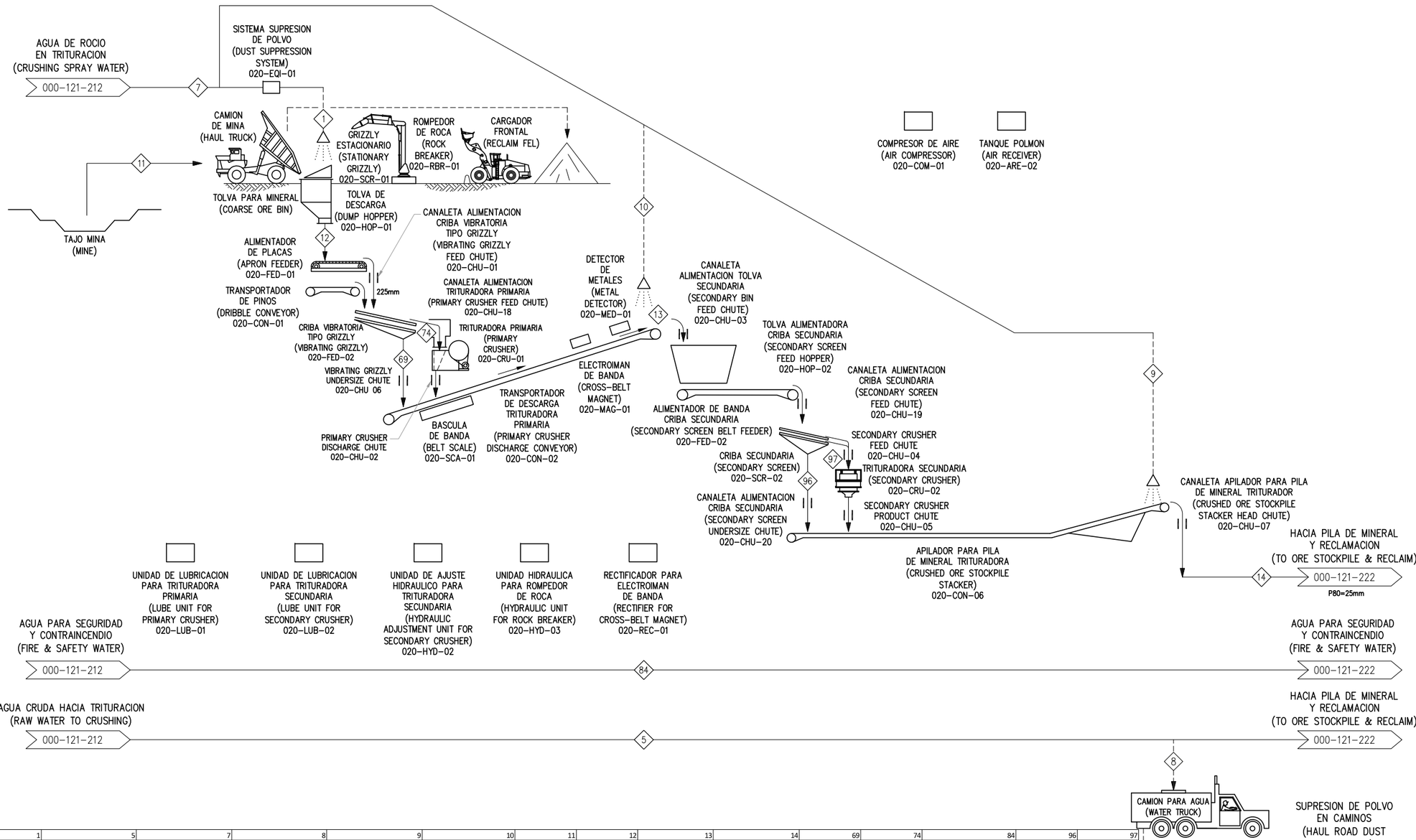
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBIIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
BALANCE DE AGUA
DIAGRAMA DE FLUJO
AÑO SECO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-217S.dwg

5045 | CQ01-000-121-217S | REV A

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-217S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 5:02 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.85



	1	5	7	8	9	10	11	12	13	14	69	74	84	96	97
	Spray to Dump Pocket	Agua Cruda (Raw Water)	Agua Rocio Trituracion (crushing Spray Water)	Llenado de Camiones (Truck Fill)	Rociar Apilador (Spray to Stacker)	Rocio en Trituracion Secundaria (Spray to Secondary Crushing)	Mineral ROM (ROM Ore)	Alimentacion a Primaria (Feed to Primary)	Mineral Triturado Primario (Primary Crushed Ore)	Mineral Triturado Secundario (Secondary Crushed Ore)	Mineral pasa Grizzly (Grizzly Undersize)	Mineral no pasa Grizzly (Grizzly Oversize)	Agua Contraincendio (Fire & Safety Water)	Mineral pasa Criba (Screen Undersize)	Mineral no pasa Criba (Screen Oversize)
Solidos Selo, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	555.6	555.6	555.6	555.6	320.0	236.0	0.0	231.0	325.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	1.1	70.2	1.6	60.0	0.2	0.2	32.4	33.6	33.8	34.0	19.3	14.2	366.0	14.0	19.7
Pulpa, tph (Slurry, tph)	1.1	70.2	1.6	60.0	0.2	0.2	588.0	589.1	589.3	589.5	339.3	250.2	366.0	245.0	344.7
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	100%	6%	6%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	94%	94%	94%	94%	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)							Intermitente (Intermittent)		

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				07NOV13	EMITIDO PARA REVISION INICIAL
B	WCC	MGG				06DEC13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				10MAY14	SIZER DE MINERAL ELIMINADO

Diseñado por:	KCA
Dibujado por:	KCA
Revisado por:	
Aprobado por 1:	
Aprobado por 2:	
Aprob. Cliente:	

ELABORADO PARA: TSX-V: PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

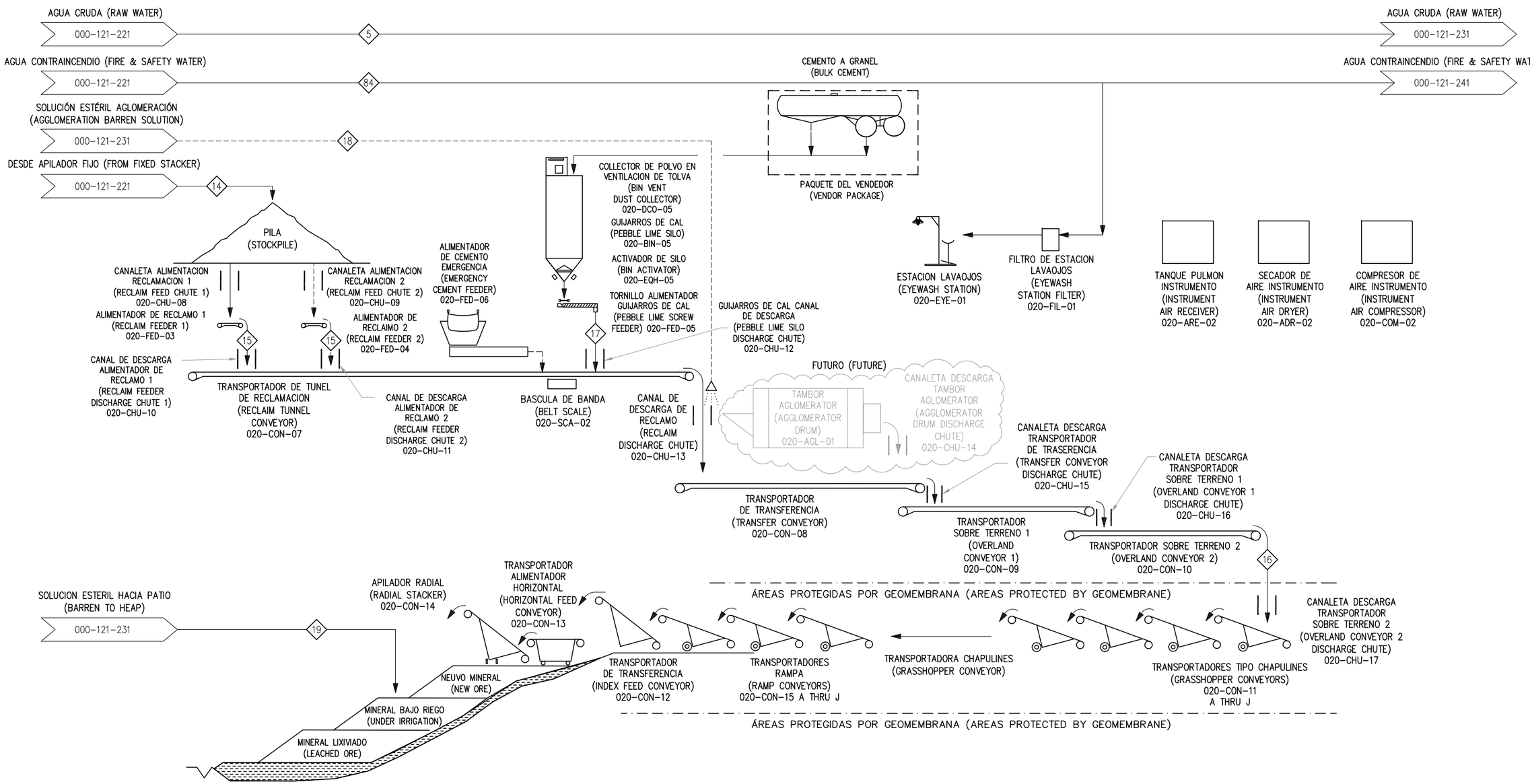
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO TRITURACION 10K TPD DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-221S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-221S** | REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-221S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:15 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: WCABANILLA ESCALA IMPRESION: 1:24.85



	5	14	15	16	17	18	19	84
	Agua Cruda (Raw Water)	Mineral Triturado Secundario (Secondary Crushed ore)	Mineral Recuperado (Reclaimed Ore)	Mineral Para Apilar (Ore to Stacking)	Cal Para El Mineral Triturado (Lime to Crushed Ore)	Estéril a la Aglomeración (Barren to Agglomeration)	Estéril Amontonar (Barren to Heap)	Agua Contraincendio (Fire & Safety Water)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	555.6	277.8	556.4	0.9	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	70.2	34.0	17.0	34.0	0.0	7.8	583.3	366.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	70.2	589.5	294.8	590.4	0.9	7.8	583.3	366.0
Humedad, % (Moisture, %)	100%	6%	6%	6%	0%	100%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	94%	94%	94%	100%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)					Intermitente (Intermittent)		Intermitente (Intermittent)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				07 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				10 MAY '14	TAMBOR DE AGLOMERACION EN LINEAS FANTASMA
D	WCC	MGG				23 MAY '14	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por: TOS
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567
KCA

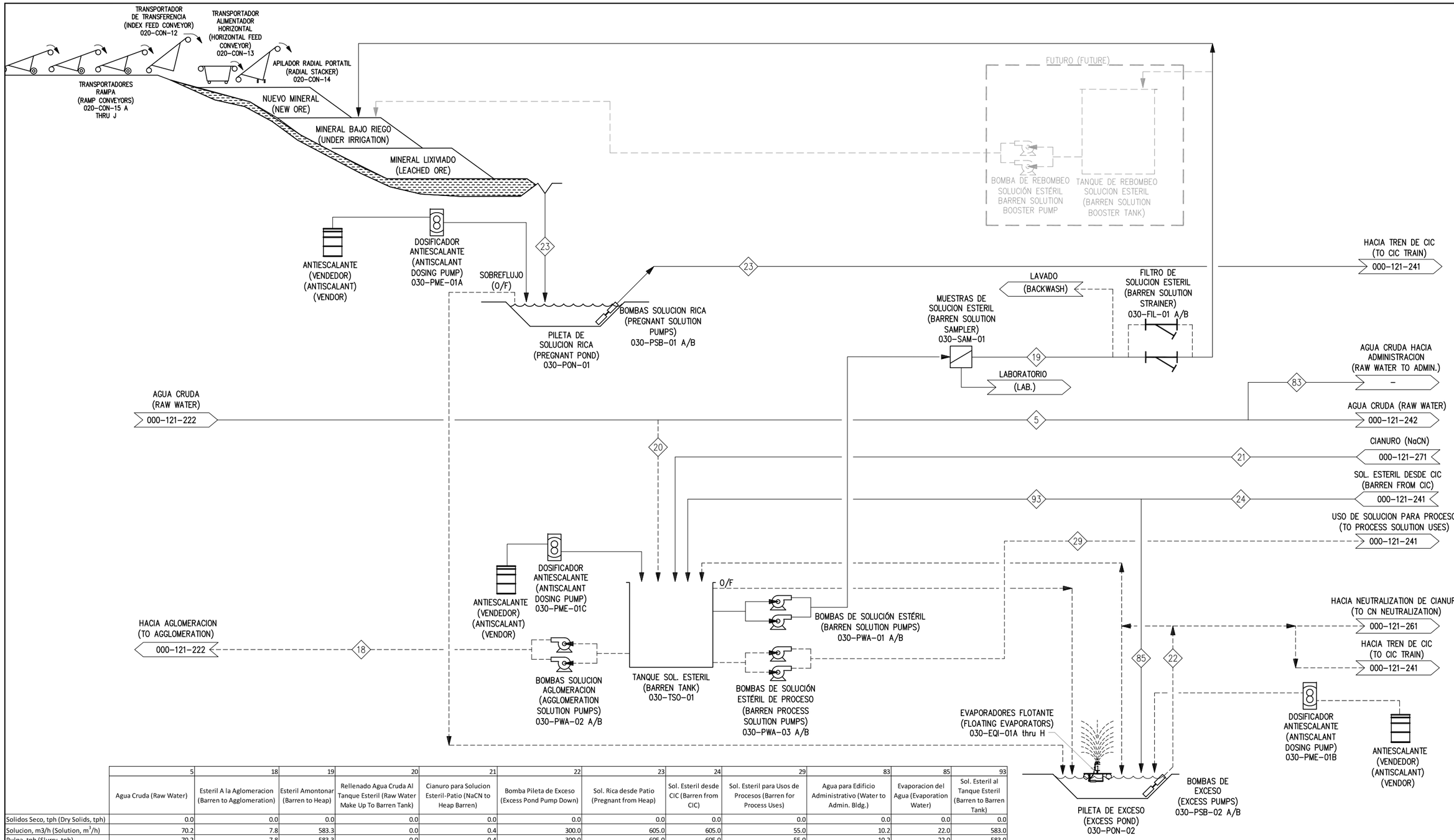
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
RECUPERACIÓN DE MINERAL Y APILADO
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-222S.dwg

5045 **CQ01-000-121-222S** REV D

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-222S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 13-Dec-14, 9:29 AM FECHA IMPRESION:13-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.85



	5	18	19	20	21	22	23	24	29	83	85	93
	Agua Cruda (Raw Water)	Esteril A la Aglomeracion (Barren to Agglomeration)	Esteril Amontonar (Barren to Heap)	Rellenado Agua Cruda Al Tanque Esteril (Raw Water Make Up To Barren Tank)	Cianuro para Solucion Esteril-Patio (NaCN to Heap Barren)	Bomba Pileta de Exceso (Excess Pond Pump Down)	Sol. Rica desde Patio (Pregnant from Heap)	Sol. Esteril desde CIC (Barren from CIC)	Sol. Esteril para Usos de Procesos (Barren for Process Uses)	Agua para Edificio Administrativo (Water to Admin. Bldg.)	Evaporacion del Agua (Evaporation Water)	Sol. Esteril al Tanque Esteril (Barren to Barren Tank)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	70.2	7.8	583.3	0.0	0.4	300.0	605.0	605.0	55.0	10.2	22.0	583.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	70.2	7.8	583.3	0.0	0.4	300.0	605.0	605.0	55.0	10.2	22.0	583.0
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	100%	0%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Density, %	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Note	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)		Intermitente (Intermittent)		Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A							
B							
C							
D							
E							
F							
G							
H							

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				23 MAY '14	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
D	WCC	MGG				29 MAY '14	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V: PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

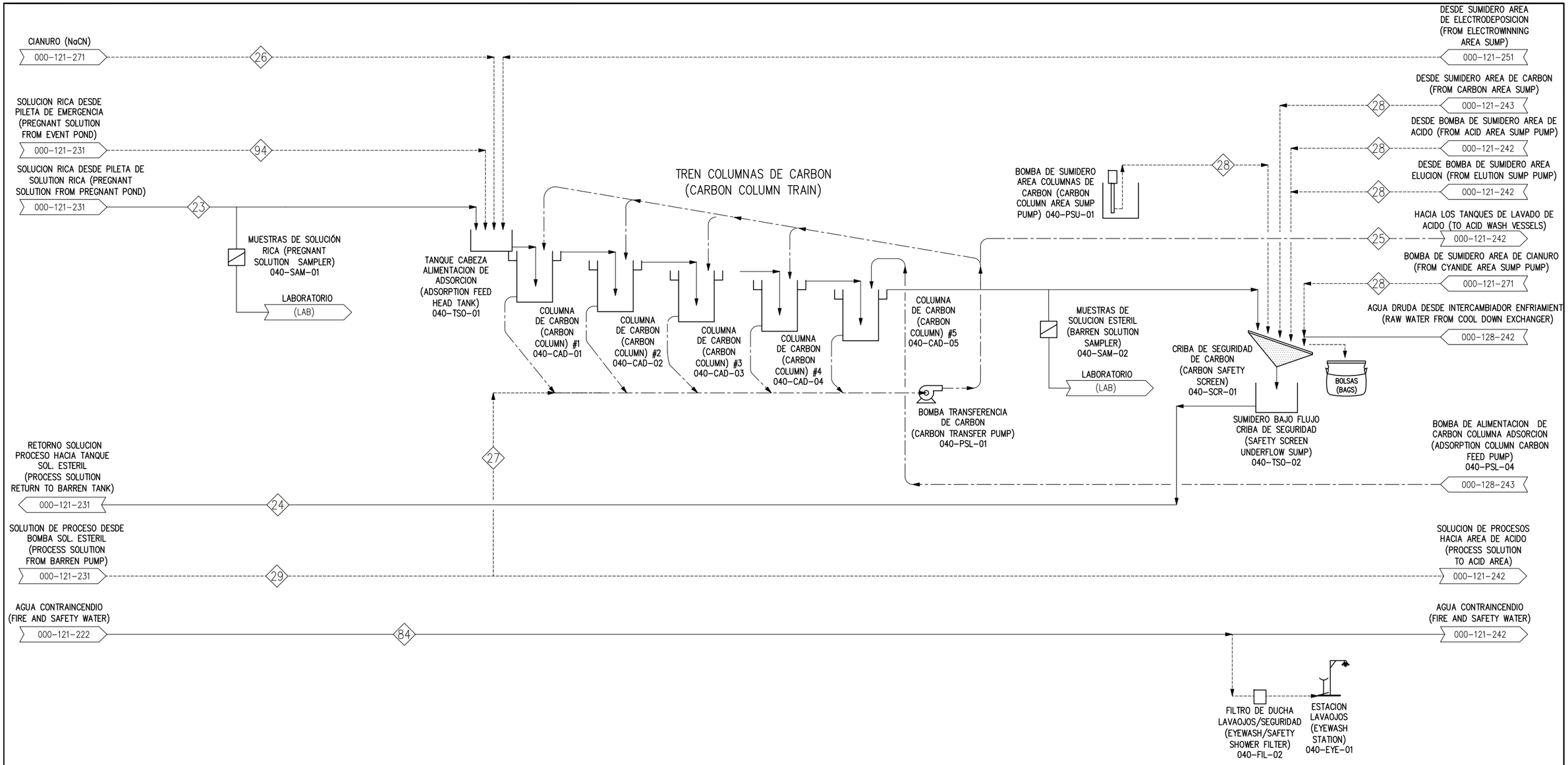
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO MANEJO DE SOLUCION EN LIXIVIACION EN PILAS DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-231S.dwg

5045 **CQ01-000-121-231S** REV D

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-231S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 13-Dec-14, 9:41 AM FECHA IMPRESION:13-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.85



	23	24	25	26	27	28	29	84	94
	Sol. Rica desde Pila (Pregnant from Heap)	Sol. Esteril desde CIC (Barren from CIC)	Bomba de Transferencia de Carbon (Carbon Transfer Pump)	Cianuro hacia Sol. Rica (NaCN to Preg)	Inyeccion agua hacia succion bomba transferencia de carbon (Push Water to Carbon Transfer Pump Suction)	Descarga de la Bomba de Sumidero (Sump Pump Discharge)	Sol. Esteril para Usos de Procesos (Barren for Process Uses)	Agua Contraincendio (Fire & Safety Water	Agua de Exceso hacia Proceso (Excess Water to Process)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	5.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	605.0	605.0	24.5	0.2	5.0	40.0	55.0	366.0	65.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	605.0	605.0	29.8	0.2	5.0	40.0	55.0	366.0	65.0
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	82%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	18%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)			Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)

PRIMARIA (CONTINUA) PROCESO DE TRAYECTORIA DE FLUJO DE CARBON
(PRIMARY (CONTINUOUS) PROCESS FLOW PATH CARBON)

TRAYECTORIA DE FLUJO (FLOW PATH)

SECUNDARIA (INTERMITENTE) TRAYECTORIA DE FLUJO DEL PROCESO
(SECONDARY (INTERMITTENT) PROCESS FLOW PATH)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				23 MAY '14	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA

Diseñado por:	KCA
Dibujado por:	KCA
Revisado por:	
Aprobado por 1:	
Aprobado por 2:	
Aprob. Cliente:	

ELABORADO PARA: TSX-V:PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

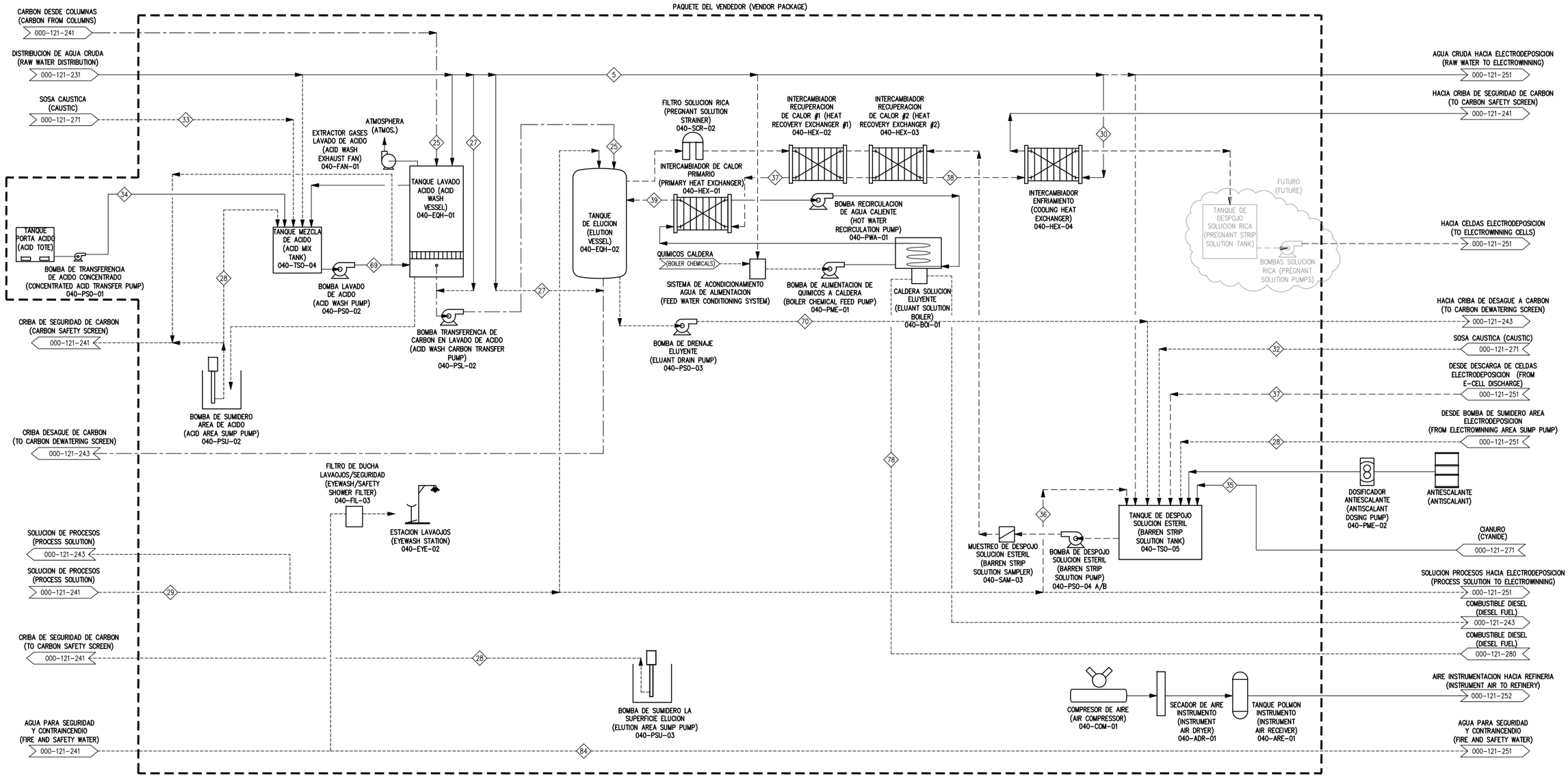
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Título: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
COLUMNAS ADSORCIÓN CON CARBÓN
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	N.T.S.	CQ01-000-121-241S.dwg

5045 **CQ01-000-121-241S** REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-241S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 13-Dec-14, 9:55 AM FECHA IMPRESION:13-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



	5	25	27	28	29	30	32	33	34	35	36	37	38	39	69	70	78	84
	Agua Cruda (Raw Water)	Bomba Transferencia Carbon (Carbon Transfer Pump)	Empuje de Agua al Carbon Bomba de Transferencia de Aspiracion (Push Water to Carbon Transfer Pump Suction)	Descarga Bomba de Sumidero (Sump Pump Discharge)	Usos de Proceso Esteril (Barren for Process Uses)	Agua de Enfriamiento al Intercambiador de Calor (Cooling Water to Heat Exchanger)	Caustic a Desnudarse (Caustic to Strip)	Lavado Acido para Caustica (Caustic to Strip)	Al Acido Lavado con Acido (Acid to Acid Wash)	Cianuro a Desnudarse (NaCN to Strip)	Esteril Esteril Tanques de Decapado (Barren to Barren Strip Tanks)	Descarga Electrodeposicion (EW Discharge)	Tira Embarazada (Coll Pregnant Strip)	Tira Esteril Caliente (Hot Barren Strip)	Grizzly Bajo Tamano (Grizzly Undersize)	Bomba de Drenaje Eluyente (Eluant Drain Pump)	Diesel de Distribucion de Combustible (Diesel Fuel Distribution)	Agua para Seguridad Y Contraincendio (Fire & Safety Water)
Solidos Selo, tph (Dry Solids, tph)	0.0	5.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	320.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	70.2	24.5	5.0	40.0	55.0	TBD	3.0	3.0	0.0	0.8	55.0	10.0	10.0	10.0	19.3	4.0	0.5	366.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	70.2	29.8	5.0	40.0	55.0	0.0	3.0	3.0	0.0	0.8	55.0	10.0	10.0	10.0	339.3	4.0	0.5	366.0
Humedad, % (Moisture, %)	100%	82%	100%	100%	100%	0%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	6%	100%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	18%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)		Intermitente (Intermittent)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG		08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG		06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG		23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION
D	WCC	MGG		29 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: KCA Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO LAVADO DE ACIDO Y RECUPERACION ELUCION
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	SIN ESCALA	CQ01-000-121-242S.dwg

5045 **CQ01-000-121-242S** REV D

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-242S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 13-Dec-14, 10:40 AM FECHA IMPRESION:13-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847

AGUA PARA SEGURIDAD Y CONTRAINCENDIO (FIRE AND SAFETY WATER)
000-121-242

84

AGUA PARA SEGURIDAD Y CONTRAINCENDIO (FIRE AND SAFETY WATER)
000-121-251

DESDE BOMBAS DE DRENAJE ELUCION (FROM ELUTION DRAIN PUMPS)
000-121-242

DESDE TRANSFERENCIA DE CARBON ELUCION (FROM ELUTION CARBON TRANSFER)
000-121-242

HACIA CRIBA SEGURIDAD CARBON (TO CARBON SAFETY SCREEN)
000-121-241

DESDE BOMBA DE SOLUCION ESTERIL (FROM BARREN SOLUTION PUMP)
000-121-242

PAQUETE DEL VENDEDOR (VENDOR PACKAGE)

ATMOSFERA (ATMOS.)

EXTRACTOR GASES HORNO (KILN EXHAUST FAN) 040-FAN-02

MONTACARGA DE CADENA AREA CARBON (CARBON CHAIN HOIST) 040-HST-01

CARBON NUEVO (NEW CARBON)

AGITADOR TANQUE ATRICIONAMIENTO DE CARBON (CARBON ATTRITIONING AGITATOR) 040-AGI-01

TANQUE ATRICIONAMIENTO DE CARBON (CARBON ATTRITIONING TANK) 040-TSL-01

TANQUE DE ALMACENAMIENTO CARBON (CARBON STORAGE TANK) 040-TSL-02

CRIBA DESAGUADORA CARBON (CARBON DEWATERING SCREEN) 040-SCR-03

CRIBA DESAGUADORA ALIMENTA HORNO REGENERACION (REGENERATION FEED DEWATERING SCREEN) 040-SCR-04

TOLVA ALIMENTADOR DE HORNO (KILN FEED HOPPER) 040-BIN-01

BOMBA ALIMENTACION PRENSA FINOS DE CARBON (CARBON FINES FILTER FEED PUMP) 040-PSL-07

TANQUE DE ALMACENAMIENTO FINOS DE CARBON (CARBON FINES STORAGE TANK) 040-TSL-03

FILTRO PRENSA FINOS DE CARBON (CARBON FINES FILTER PRESS) 040-FIL-01

HORNO REGENERACION DE CARBON (CARBON REGENERATION KILN) 040-KIL-01

TANQUE ENFRIAMIENTO (QUENCH TANK) 040-TSL-04

HACIA COLUMNAS DE CARBON (TO CARBON COLUMNS)
000-121-241

BOMBA DE ALIMENTACION DE CARBON COLUMNA ADSORCION (ADSORPTION COLUMN CARBON FEED PUMP) 040-PSL-04

BOMBA DE SUMIDERO AREA CARBON (CARBON AREA SUMP PUMP) 040-PSU-04

FINOS (FINES)

BARRIL FINOS CARBON (CARBON FINES DRUM)

COMBUSTIBLE DIESEL (DIESEL FUEL)
000-121-252

78

000-121-242
COMBUSTIBLE DIESEL (DIESEL FUEL)

PAQUETE DEL VENDEDOR (VENDOR PACKAGE)

	25	27	28	40	41	42	43	44	78	84
	Bomba Transferencia De Carbon (Carbon Transfer Pump)	Inyeccion agua a succion bomba transferencia de carbon (Push Water to Carbon Transfer Pump Suction)	Descarga Bomba de Sumidero (Sump pump Discharge)	Descarga Horno (Kiln Discharge)	Desague finos criba (Dewatering Screen U'size)	Desague sobretamaño criba (Dewatering Screen O'size)	Bomba alimentacion prensa finos de carbon (Carbon Fines Press Feed Pump)	Finos de Carbon (Carbon Fines)	Distribucion de Combustible Diesel (Diesel Fuel Distribution)	Agua para Seguridad Y Contraincendio (Fire & Safety Water)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	5.3	0.0	0.0	0.045	0.1	5.3	0.1	0.051	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	24.5	5.0	40.0	0.000	19.3	5.3	19.8	0.000	0.5	366.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	29.8	5.0	40.0	0.045	19.4	10.5	19.9	0.051	0.5	366.0
Humedad, % (Moisture, %)	82%	100%	100%	0%	99%	50%	99%	0%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	18%	0%	0%	100%	1%	50%	1%	100%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)		Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)

RUTA FLUJO SOLUCION DE PROCESO (OPERACION POR LOTES) [PROCESS SOLUTION FLOWPATH (BATCH OPERATION)]

RUTA FLUJO CARBON (CARBON FLOWPATH)

PATRONES DE FLUJO ALTERNO O INTERMITENTE (ALTERNATE OR INTERMITTENT FLOWPATH)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG		07 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG		06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG		23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

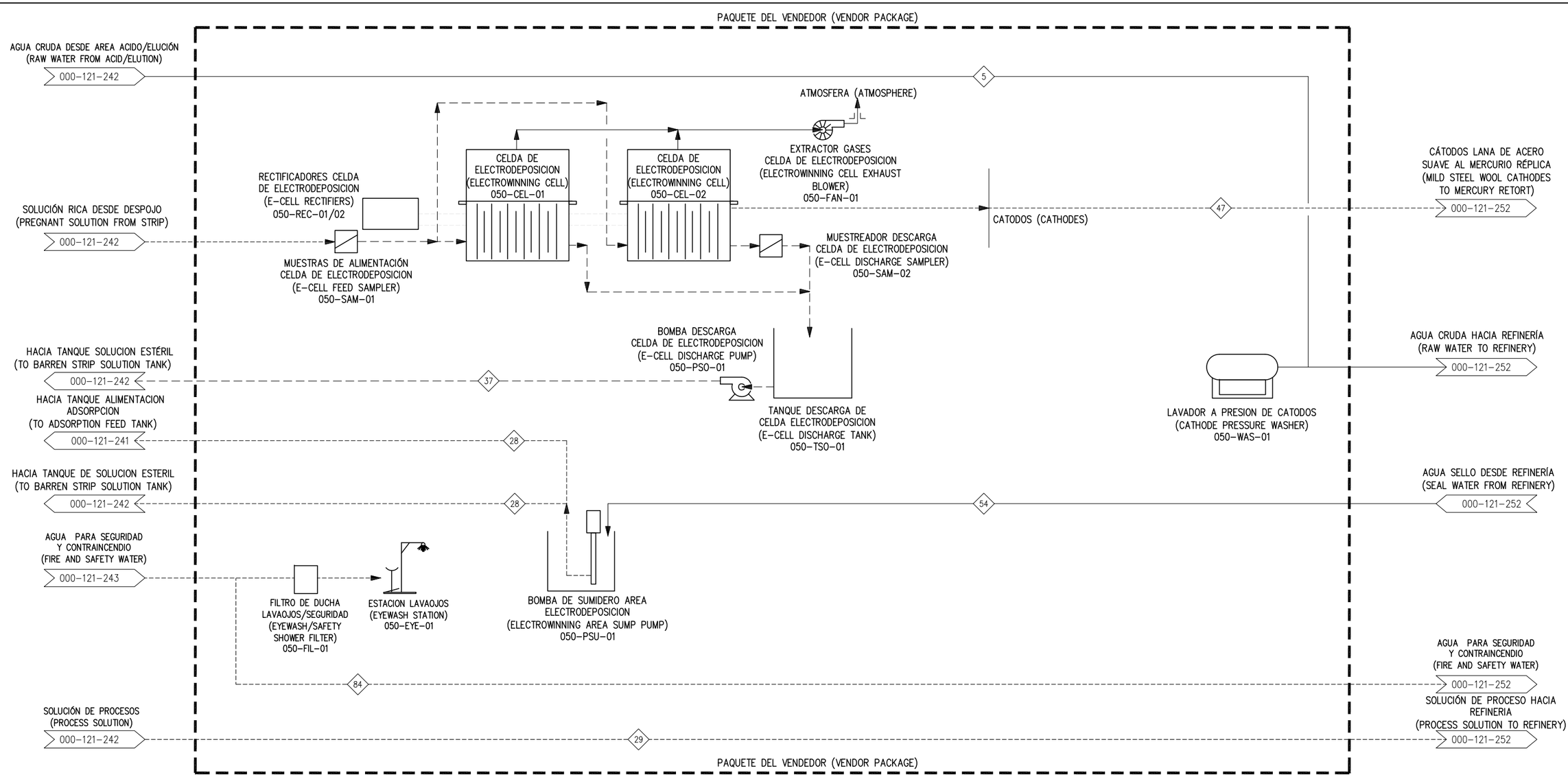
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO MANEJO Y REGENERACION DEL CARBON DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	SIN ESCALA	CQ01-000-121-243S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-243S** | REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-243S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 13-Dec-14, 10:54 AM FECHA IMPRESION:13-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



	5	28	29	37	47	54	84
	Agua Cruda (Raw Water)	Descarga de la Bomba de Sumidero (Sump Pump Discharge)	Esteril para usos de Procesos (Barren for Process uses)	Descarga Electrodeposicion (EW Discharge)	Catodos Cargados (Loaded Cathodes)	Agua Sello de la Bomba de Vacio (Vacuum Pump Seal Water)	Agua para Seguridad Y Contraincendio (Fire & Safety Water)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	16.8	0.0	0
Solucion, m3/hSolution, m^3/h	70	40	55	10	7.2	TBD	366
Pulpa, tph (Slurry, tph)	70	40	55	10	23.9	0.0	366
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	100%	100%	30%	0%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	0%	0%	70%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent), kg/day		Intermitente (Intermittent)

PROCESO DE SOLUCION PASO DE FLUJO (OPERACION POR LOTES)
[PROCESS SOLUTION FLOWPATH (BATCH OPERATION)]

RUTA FLUJO ELUYENTE (ELUANT FLOWPATH)

PATRONES DE FLUJO ALTERNO O INTERMITENTE
(ALTERNATE OR INTERMITTENT FLOWPATH)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION
D	WCC	MGG				29 MAY '14	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: KCA Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

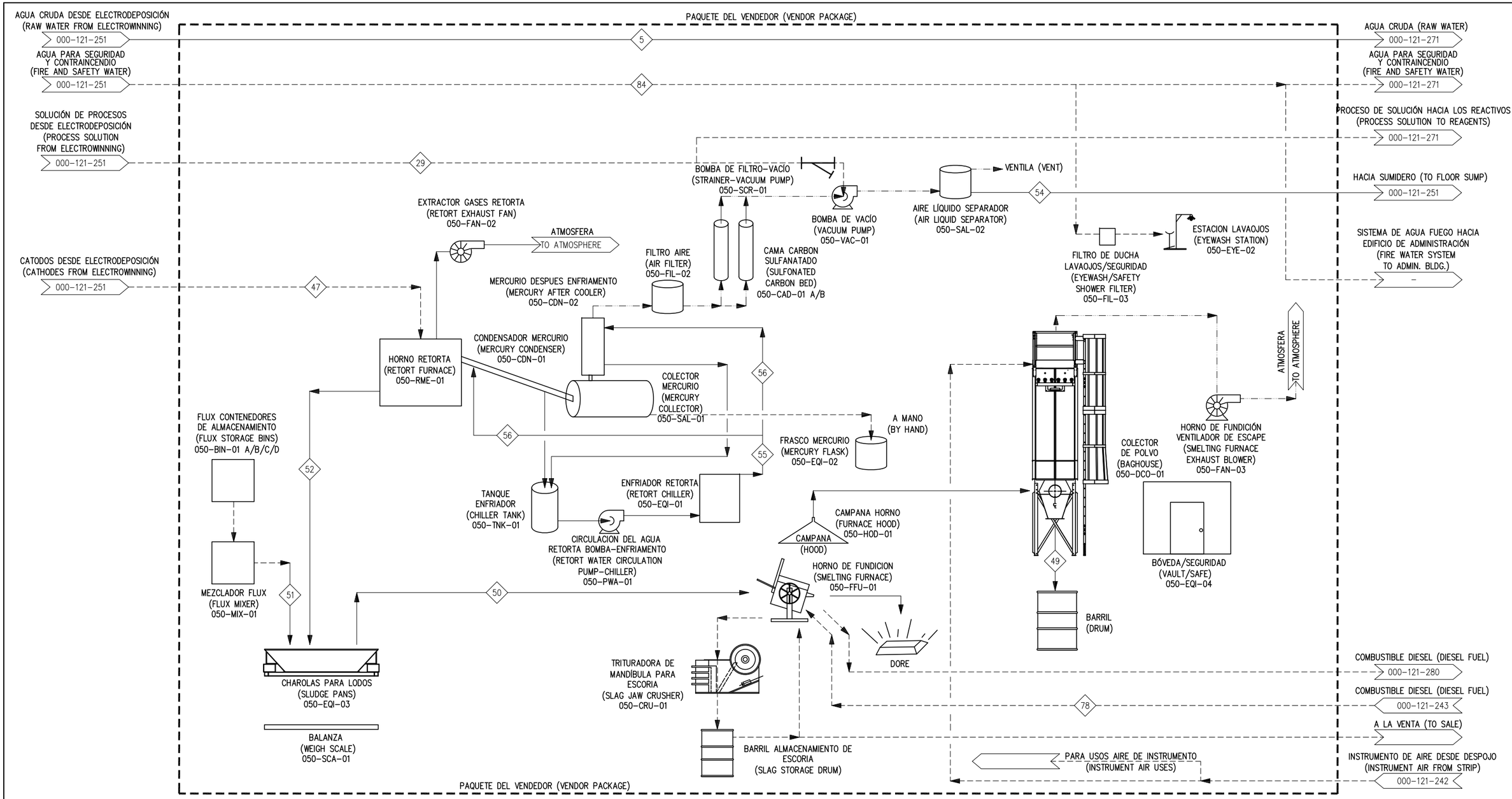
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Título: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO ELECTRODEPOSICION
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
6706	SIN ESCALA	CQ01-000-121-251S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-251S** | REV D

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-251S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 15-Dec-14, 9:29 AM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



	5	29	47	49	50	51	52	54	55	56	78	84
	Agua Cruda (Raw Water)	Esteril para usos de Procesos (Barren for Process Uses)	Catodos Cargados (Loaded Cathodes)	Colector de Polvo (Baghouse Dust)	Alimentacion del Horno (Furnace Feed)	Flujo (Flux)	Catodos Secas (Dried Cathodes)	Aqua Sello de la Bomba de Vacio (Vacuum Pump Seal Water)	Retorta Agua de Refrigeracion 2 (Retort Cooling Water 2)	Retorta Agua de Refrigeracion 1 (Retort Cooling Water 1)	Distribution de Combustible Diesel (Diesel Fuel Distribution)	Agua para Seguridad Y Contraincendio (Fire & Safety Water)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	16.8	1.0	50.4	32.7	16.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	70.2	55.0	7.2	0.0	0.0	0.0	0.0	TBD	TBD	TBD	0.5	366.0
Pulpa, tph (Slurry, tph)	70.2	55.0	23.9	1.0	50.4	32.7	16.8	0.0	0.0	0.0	0.5	366.0
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	30%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	70%	100%	100%	100%	100%	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent), kg/day	Intermitente (Intermittent), kg/day	Intermitente (Intermittent), kg/day	Intermitente (Intermittent), kg/day	Intermitente (Intermittent), kg/day	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)

LEYENDA (LEGEND):

- FLUJO NORMAL (NORMAL FLOW)
- PATRONES DE FLUJO ALTERNO O INTERMITENTE (ALTERNATE OR INTERMITTENT FLOWPATH)
- AIR – GAS (AIRE – GAS)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG		08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG		06 DEC '13	SE ACTUALIZO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG		23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V:PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

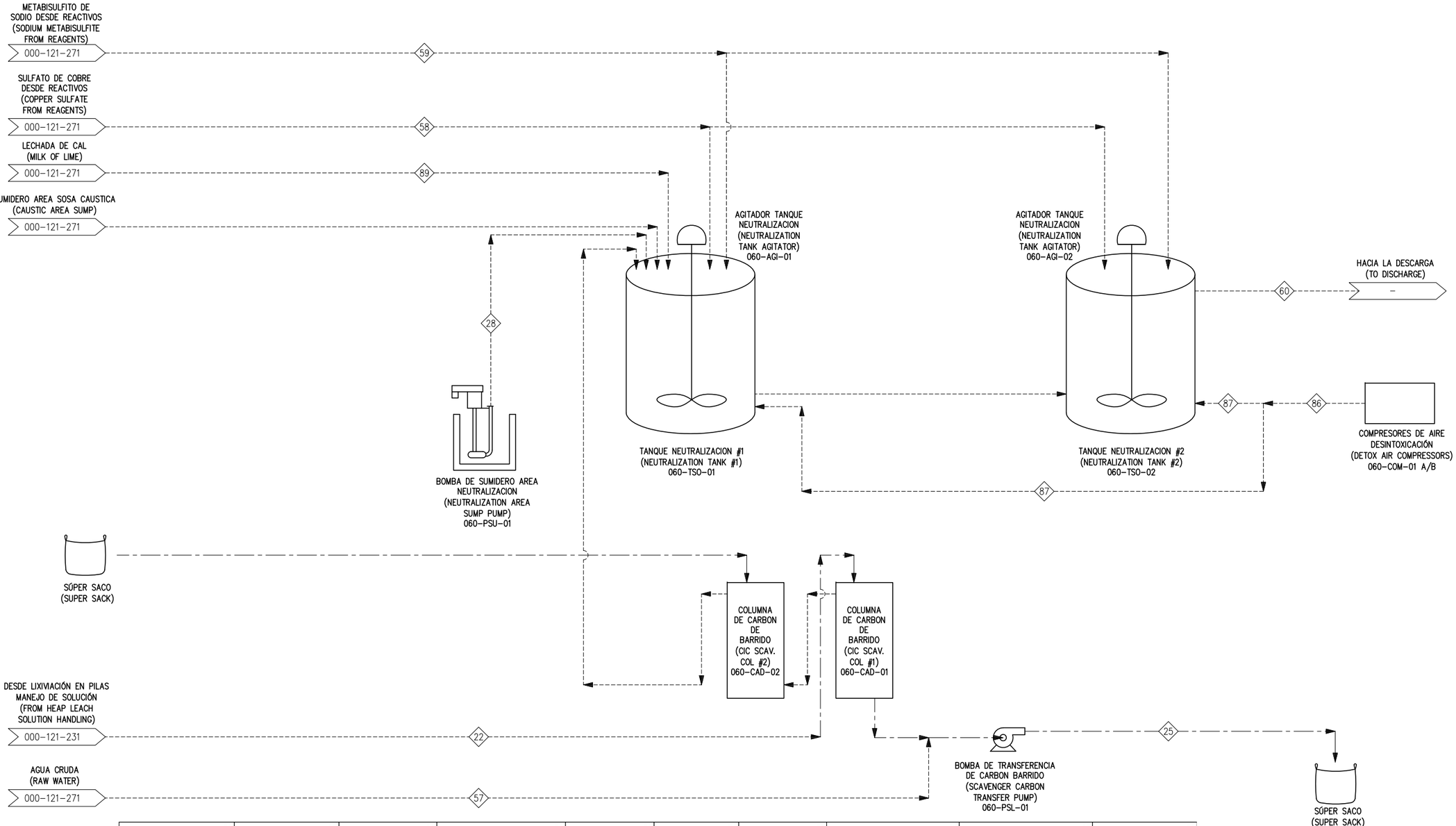
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Título: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
REFINERIA
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	SIN ESCALA	CQ01-000-128-252S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-252S** | REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-252S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 15-Dec-14, 9:48 AM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



	22	25	28	57	58	59	60	86	87	89
	Bomba de Pileta de Exceso hacia Abajo (Excess Pond Pump Down)	Bomba de Transferencia de Carbon (Carbon Transfer Pump)	Descarga de la Bomba de Sumidero (Sump Pump Discharge)	Inyeccion Agua a la Tranferencia de Carbon (Push Water to Carbon Transfer)	Desintoxicacion CuSO4 (CuSO4 to Detox)	Desintoxicacion SMB (SMB to Detox)	Descarga de Desintoxicacion (Detox Disharge)	Aire de Desintoxicacion, Total (Detox Air, Total)	Aire de Desintoxicacion, por Tanque (Detox Air, per Tank)	Lechada de Cal (Milk of Lime)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	5.3	0.0	0.0	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	300.0	24.5	40.0	5.0	0.01	0.4	300.4	24.9	12.5	0.2
Pulpa, tph (Slurry, tph)	300.0	29.8	40.0	5.0	0.01	0.4	300.4	0.0	0.0	0.2
Humedad, % (Moisture, %)	100%	82%	100%	100%	100%	100%	100%	0%	0%	88%
Densidad, % (Density, %)	0%	18%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	12%
Nota (Note)		Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.), m3/min air	Intermitente (Int.), m3/min air	Intermitente (Int.), kg/h

FLUJO PROCESO DE SOLUCION (OPERACION POR LOTES) [PROCESS SOLUTION FLOWPATH (BATCH OPERATION)]

RUTA FLUJO CARBON (CARBON FLOWPATH)

PATRONES DE FLUJO ALTERNO O INTERMITENTE (ALTERNATE OR INTERMITTENT FLOWPATH)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				07 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZADO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V: PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

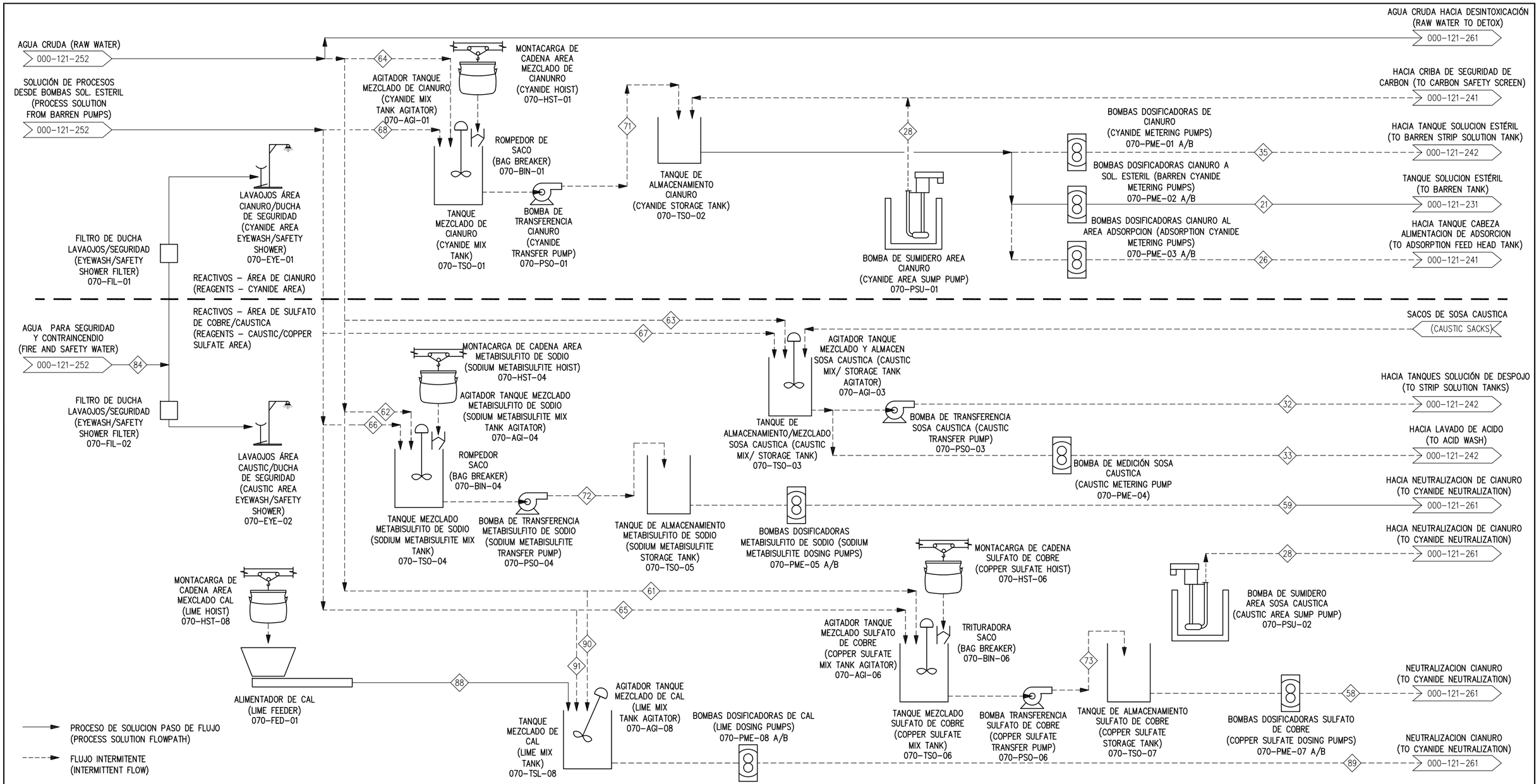
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
NEUTRALIZACION CN
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	SIN ESCALA	CQ01-000-121-261S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-261S** | REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-261S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:27 PM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: WCABANILLA ESCALA IMPRESION: 1:24.847



	21	26	28	32	33	35	58	59	61	62	63	64	65	66	67	68	71	72	73	84	88	89	90	91
	Cianuro hacia Tanque Sol. Esteril (NaCN to Heap Barren)	Cianuro hacia CIC Rica (NaCN to CIC Pregnant)	Descarga de la Bomba de Sumidero (Sump Pump Discharge)	Sosa Caustica hacia Despojo (Caustic to Strip)	Sosa Caustica hacia Lavado con Acido (Casutic to Acid Wash)	Cianuro para Despojar (NaCN to Strip)	CuSO4 hacia Desintoxicacion (CuSO4 to Detox)	SMB para Desintoxicar (SMB to Detox)	Agua hacia Mezclado CuSO4 (Water to CuSO4 Mix)	Agua hacia Mezclado SMB (Water to SMB Mix)	Agua hacia Mezclado Caustica (Water to Caustic Mix)	Agua hacia Mezclado de Cianuro (Water to NaCN Mix)	Sol. Esteril hacia Mezclado de CuSO4 (Barren to CuSO4 Mix)	Sol. Esteril hacia Mezclado de SMB Mix (Barren to SMB Mix)	Sol. Esteril hacia Mezclado Sosa Caustica (Barren to Caustic Mix)	Sol. Esteril hacia Mezclado de Cianuro (Barren to NaCN Mix)	Transferencia de Cianuro (Cyanide Transfer)	SMB Bomba de Transferencia (SMB Transfer Pump)	Transferencia CuSO4 (CuSO4 Transfer)	Agua para Seguridad y Contraincendio (Fire & Safety Water)	Cal Hidratada (Hydrated Lime)	Lechada de Cal (Milk of Lime)	Agua hacia Cal (Water to Lime)	Sol. Esteril hacia Cal (Barren to Lime)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.00	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.024	0.0	0.0	0.0
Solutcion,m3/h (Solution, m^3/h)	0.4	0.2	40.0	3.0	3.0	0.8	0.01	0.41	14.0	16.7	12.6	14.2	14.0	16.7	12.6	14.2	10.0	4.0	4.0	366.0	0.0	0.2	0.2	0.2
Pulpa, tph (Slurry, tph)	0.4	0.2	40.0	3.0	3.0	0.8	0.01	0.41	14.0	16.7	12.6	14.2	14.0	16.7	12.6	14.2	10.0	4.0	4.0	366.0	0.024	0.2	0.2	0.2
Humedad, % (Moisture, %)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	0%	88%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	100%	12%	0%	0%
Nota (Note)		Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)	Intermitente (Int.)

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG				08 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG				06 DEC '13	SE ACTUALIZADO BALANCE DE MASA
C	WCC	MGG				23 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO (TSX-V: PRO)

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates — KCA
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

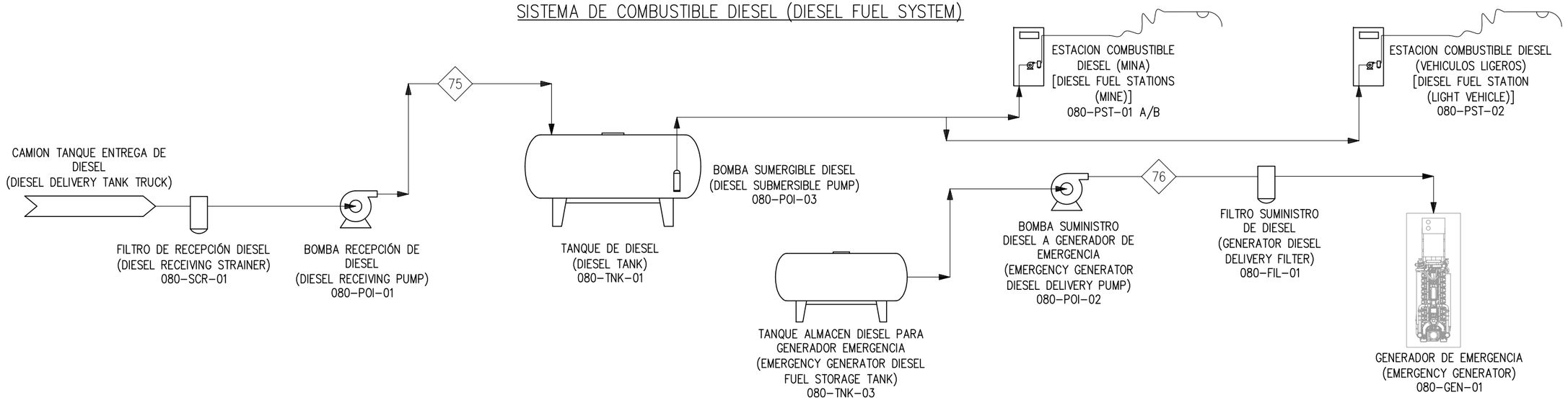
Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO REACTIVOS
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
6706	SIN ESCALA	CQ01-000-121-271S.dwg

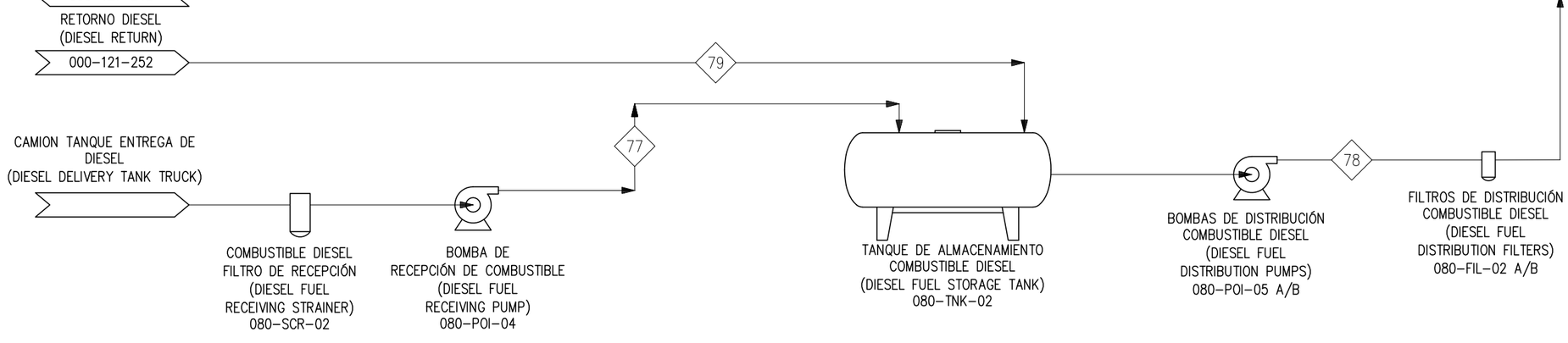
5045 **CQ01-000-121-271S** REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG – Working\11 – Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-271S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:29 PM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847

SISTEMA DE COMBUSTIBLE DIESEL (DIESEL FUEL SYSTEM)



SISTEMA DIESEL ÁREA DE PROCESOS (PROCESS AREA DIESEL SYSTEM)



	75	76	77	78	79
	Recepcion Diesel de Generador (Diesel Generator Receiving)	Entrega Diesel Generador (Diesel Generator Delivery)	Recepcion Diesel de Procesos (Process Diesel Receiving)	Distribucion Combustible Diesel (Diesel Fuel Distribution)	Retorno Combustible Diesel (Diesel Fuel Return)
Solidos Seco, tph (Dry Solids, tph)	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Solucion, m3/h (Solution, m^3/h)	23.0	11.4	23.0	0.5	0.3
Pulpa, tph (Slurry, tph)	23.0	11.4	23.0	0.5	0.3
Humedad,% (Moisture, %)	100%	100%	100%	100%	100%
Densidad, % (Density, %)	0%	0%	0%	0%	0%
Nota (Note)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)	Intermitente (Intermittent)		

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	DJT	MGG		07 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	MGG		06 DEC '13	SE AGREGO ESTACIÓN DE COMBUSTIBLE
C	WCC	MGG		10 MAY '14	SE AGREGO TANQUE ALMACENAMIENTO DE COMBUSTIBLE
D	WCC	MGG		28 MAY '14	SE ELIMINO TANQUES DE ALMACENAMIENTO DE COMBUSTIBLE PARA GENSET

Diseñado por: KCA
Dibujado por: KCA
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V:PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

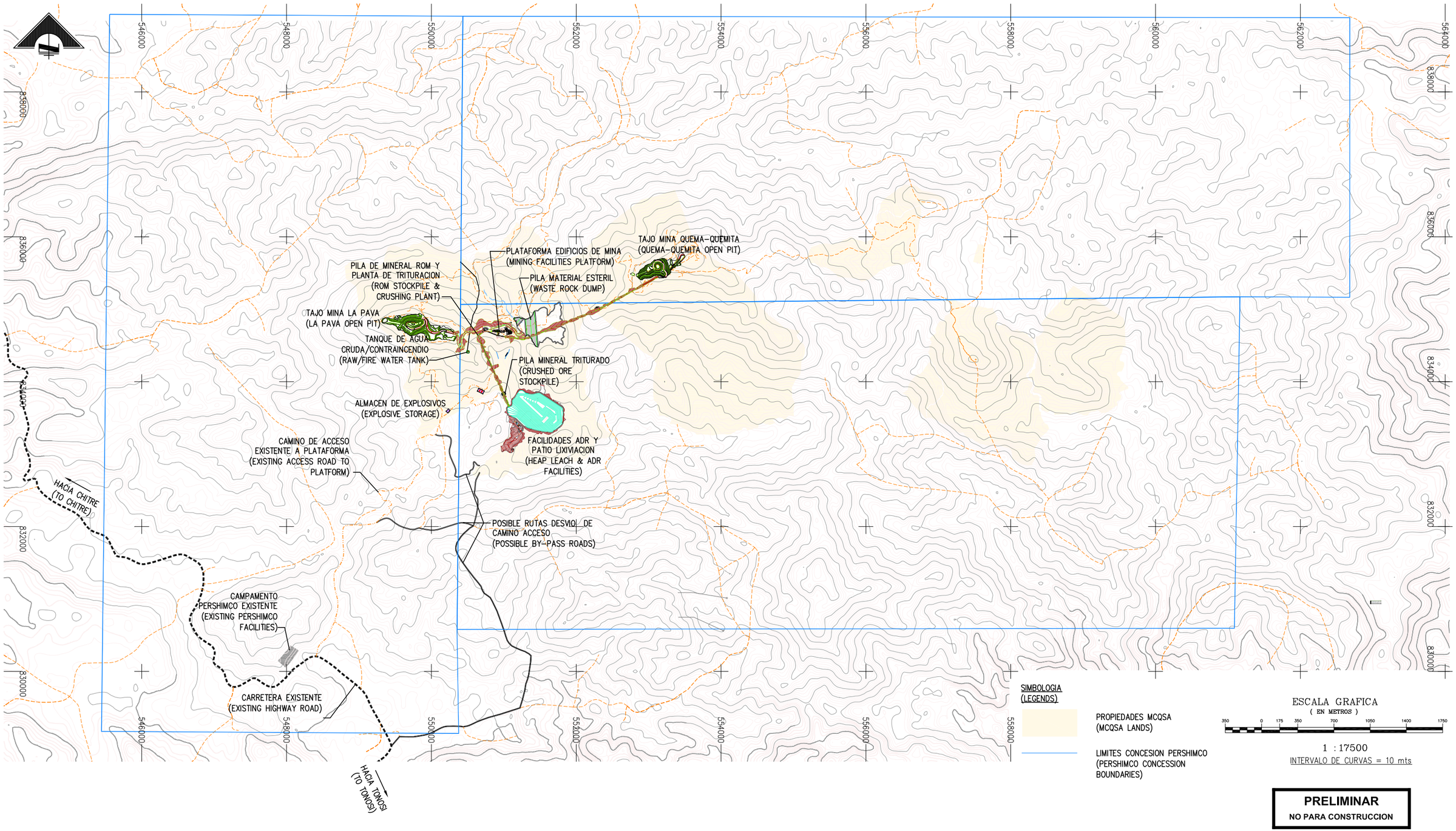
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Título: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
COMBUSTIBLE DIESEL Y GASOLINA
DIAGRAMA DE FLUJO

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	SIN ESCALA	CQ01-000-121-280S.dwg

5045 **CQ01-000-121-280S** REV D

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\11 - Flowsheet\SPANISH\CQ01-000-121-280S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 3:32 PM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



SIMBOLOGIA (LEGENDS)

PROPIEDADES MCQSA (MCQSA LANDS)

LIMITES CONCESION PERSHIMCO (PERSHIMCO CONCESSION BOUNDARIES)

ESCALA GRAFICA (EN METROS)

350 0 175 350 700 1050 1400 1750

1 : 17500

INTERVALO DE CURVAS = 10 mts

PRELIMINAR

NO PARA CONSTRUCCION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	PRV	PRV		05 FEB '14	EMITIDO PARA REVISION
B	PRV	PRV		10 MAY '14	NUEVA PLANTA DE TRITURACION Y UBICACION DE TRANSPORTA-DORES, ACTUALIZACION DE PILETAS

Diseñado por: PRV
Dibujado por: DJT
Revisado por: MGG
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V:PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

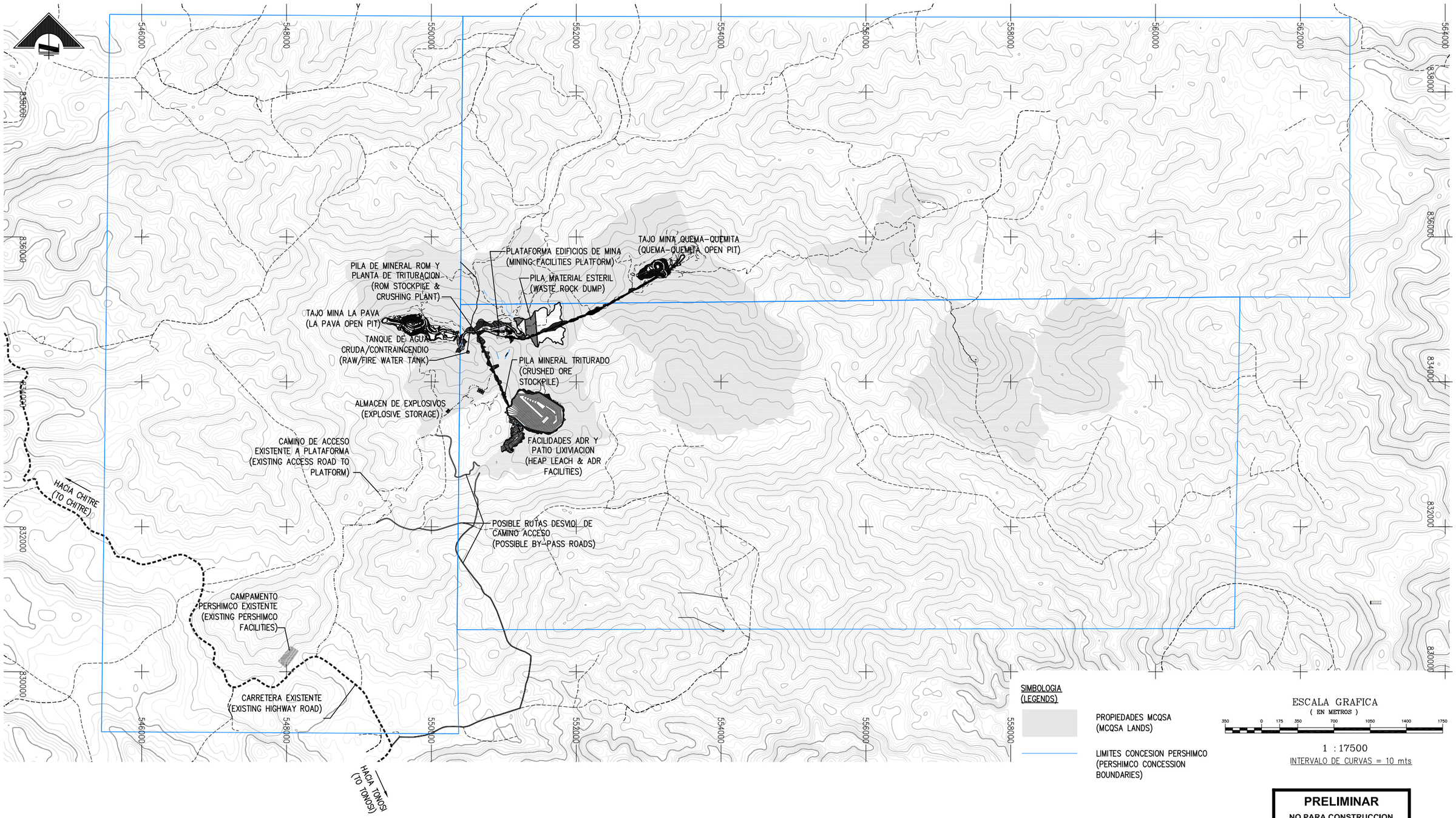
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo:
ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
DISEÑO GENERAL DEL SITIO
ARREGLO GENERAL
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	ANOTADA	CQ01-000-121-400S.dwg

5045 **CQ01-000-121-400S** REV B

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\13 - General Arrangement\SPANISH\CQ01-000-121-400S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 4-Dec-14, 11:21 AM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



SIMBOLOGIA (LEGENDS)

PROPIEDADES MCQSA (MCQSA LANDS)

LIMITES CONCESION PERSHIMCO (PERSHIMCO CONCESSION BOUNDARIES)

ESCALA GRAFICA (EN METROS)

350 0 175 350 700 1050 1400 1750

1 : 17500

INTERVALO DE CURVAS = 10 mts

PRELIMINAR
NO PARA CONSTRUCCION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	PRV	PRV		05 FEB '14	EMITIDO PARA REVISION
B	PRV	PRV		10 MAY '14	NUEVA PLANTA DE TRITURACION Y UBICACION DE TRANSPORTADORES, ACTUALIZACION DE PILETAS

Diseñado por: PRV
Dibujado por: DJT
Revisado por: MCG
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V:PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567
KCA

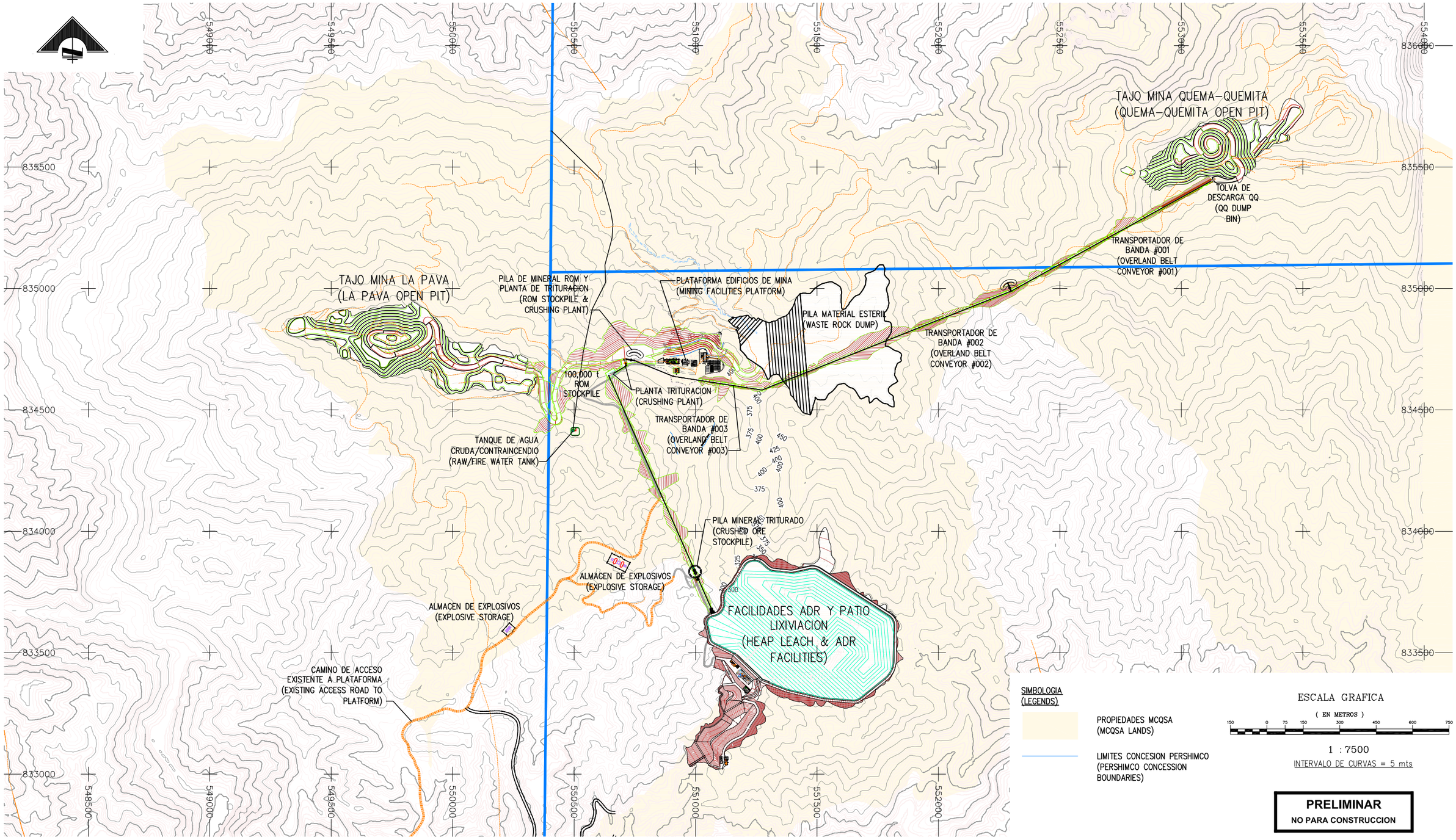
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
DISEÑO GENERAL DEL SITIO
ARREGLO GENERAL
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	ANOTADA	CQ01-000-121-400S.dwg

5045 **CQ01-000-121-400S** REV B

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\13 - General Arrangement\SPANISH\CQ01-000-121-400S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 4-Dec-14, 11:21 AM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



SIMBOLOGIA
(LEGENDS)

PROPIEDADES MCQSA
(MCQSA LANDS)

LIMITES CONCESION PERSHIMCO
(PERSHIMCO CONCESSION BOUNDARIES)

ESCALA GRAFICA
(EN METROS)

150 0 75 150 300 450 600 750

1 : 7500

INTERVALO DE CURVAS = 5 mts

PRELIMINAR
NO PARA CONSTRUCCION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	PRV			18 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	PRV	MGG		05 FEB '14	SE AGREGO NUEVO PATIO DE LIXIVIACION Y PILA DE MATERIAL ESTERIL, AGLOMERADOR Y REUBICACION DE SILO
C	PRV	MGG		10 MAY '14	NUEVA PLANTA DE TRITURACION Y UBICACION DE TRANSPORTA-DORES, ACTUALIZACION DE PILETAS

Diseñado por: PRV
Dibujado por: DJT
Revisado por: MGG
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO TSX-V: PRO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

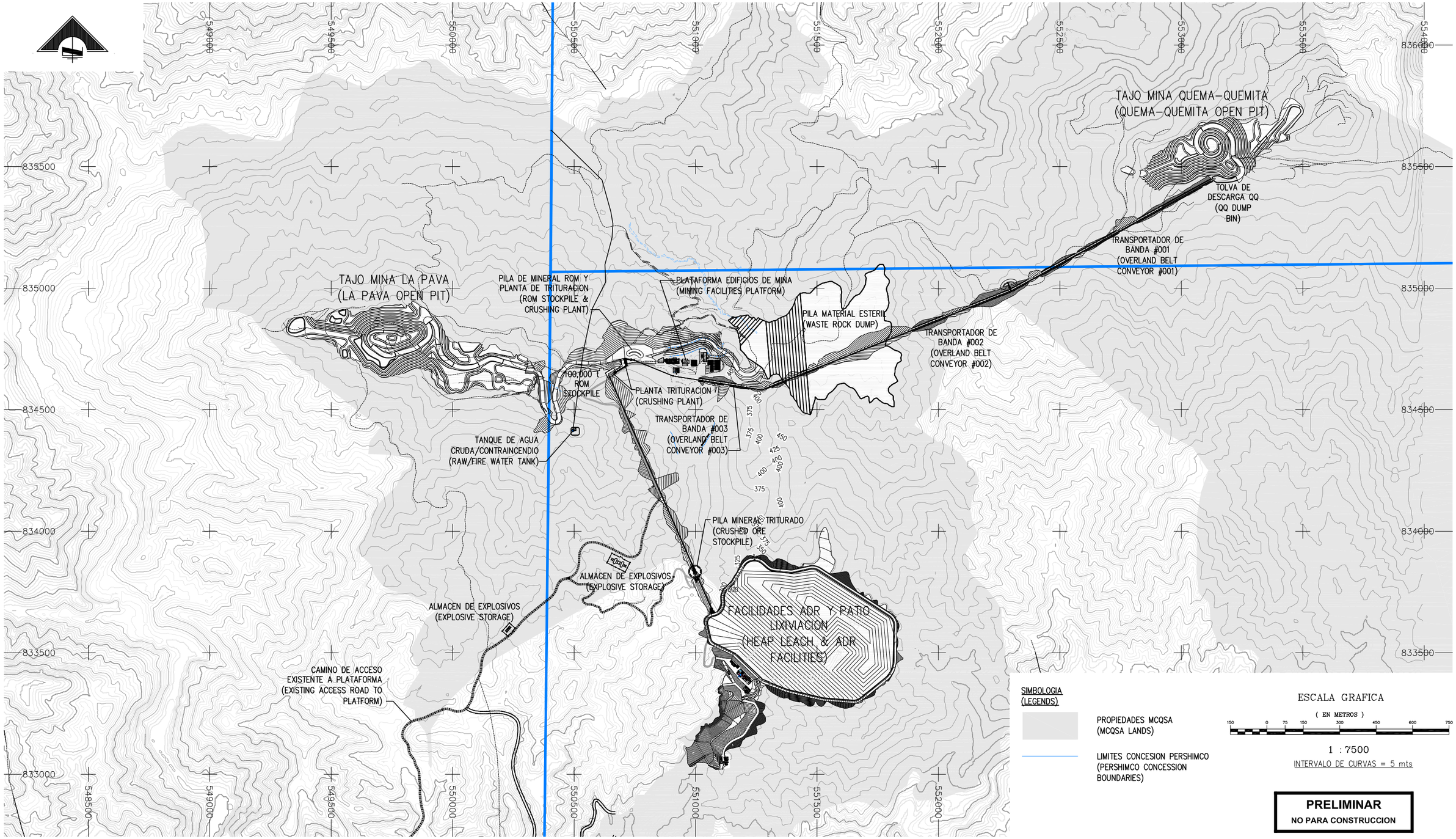
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
DISEÑO DE SITIO
ARREGLO GENERAL
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	ANOTADA	CQ01-000-121-401S.dwg

5045 | **CQ01-000-121-401S** | REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\13 - General Arrangement\SPANISH\CQ01-000-121-401S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 9-Dec-14, 3:16 PM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



SIMBOLOGIA
(LEGENDS)

PROPIEDADES MCQSA
(MCQSA LANDS)

LIMITES CONCESION PERSHIMCO
(PERSHIMCO CONCESSION BOUNDARIES)

ESCALA GRAFICA
(EN METROS)

150 0 75 150 300 450 600 750

1 : 7500

INTERVALO DE CURVAS = 5 mts

PRELIMINAR
NO PARA CONSTRUCCION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	PRV			18 NOV '13	EMITIDO PARA REVISION
B	PRV	MGG		05 FEB '14	SE AGREGO NUEVO PATIO DE LIXIVIACION Y PILA DE MATERIAL ESTERIL, AGLOMERADOR Y REUBICACION DE SILO
C	PRV	MGG		10 MAY '14	NUEVA PLANTA DE TRITURACION Y UBICACION DE TRANSPORTADORES, ACTUALIZACION DE PILETAS

Diseñado por: PRV
Dibujado por: DJT
Revisado por: MGG
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: TSX-V:PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

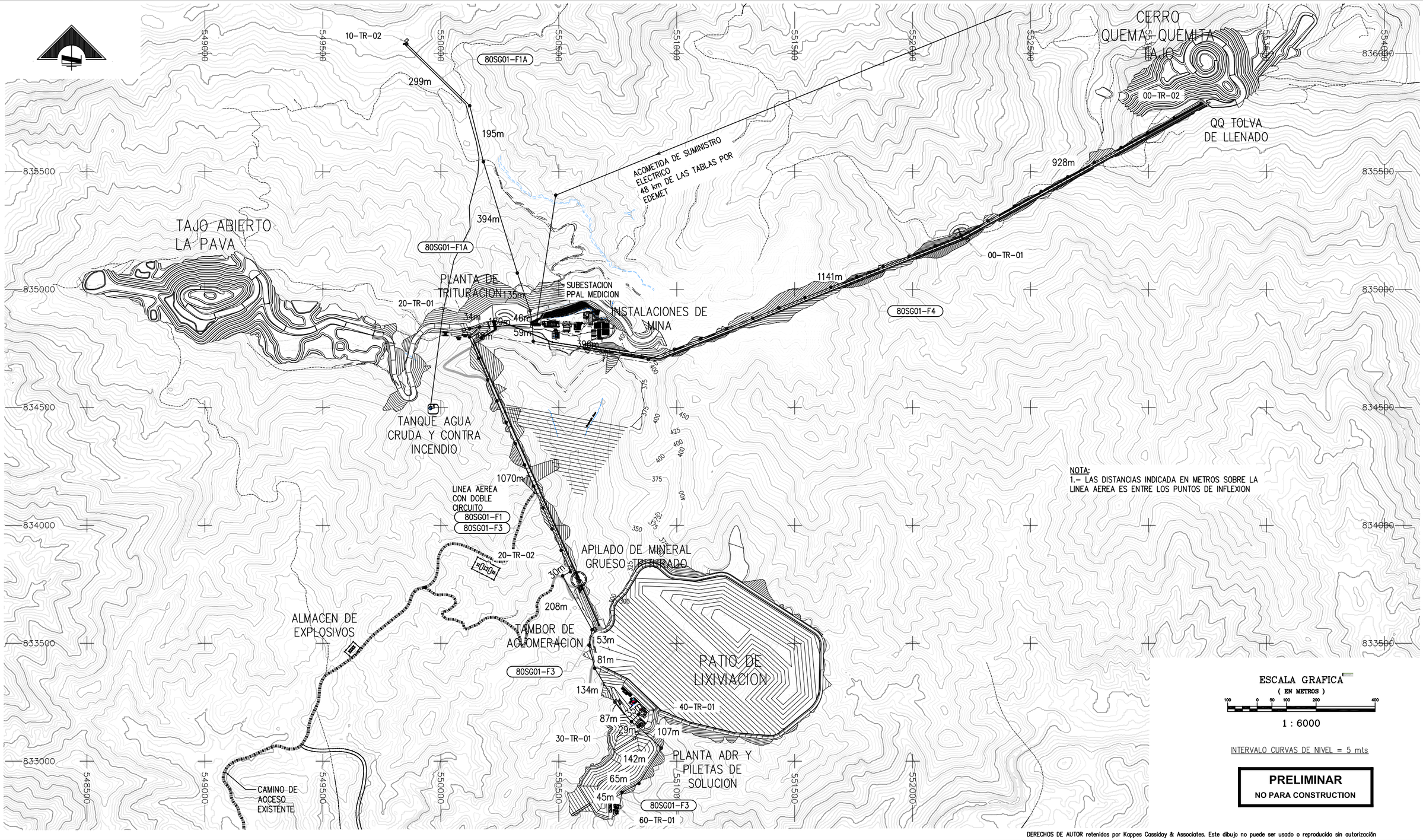
Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO OXIDOS DE ORO
DISEÑO DE SITIO
ARREGLO GENERAL
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	ANOTADA	CQ01-000-121-401S.dwg

5045 **CQ01-000-121-401S** REV C

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\13 - General Arrangement\SPANISH\CQ01-000-121-401S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 9-Dec-14, 3:16 PM FECHA IMPRESION:15-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:24.847



NOTA:
1.- LAS DISTANCIAS INDICADA EN METROS SOBRE LA LINEA AEREA ES ENTRE LOS PUNTOS DE INFLEXION

ESCALA GRAFICA
(EN METROS)
100 0 50 100 200 400
1 : 6000

INTERVALO CURVAS DE NIVEL = 5 mts

PRELIMINAR
NO PARA CONSTRUCTION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO
CQ01-000-121-801	DISTRIBUCION ELECTRICA GENERAL EN SITIO
	DIAGRAMA UNIFILAR

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR	FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	WCC	SOG		09 DEC '13	EMITIDO PARA REVISION
B	WCC	SOG		10 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por:	SOG
Dibujado por:	KCA
Revisado por:	
Aprobado por 1:	
Aprobado por 2:	
Aprob. Cliente:	

ELABORADO PARA: TSX-V: PRO PERSHIMCO

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567

Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo:
ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO ORO EN DEPOSITO DE OXIDO
PLAN DE DISTRIBUCION ELECTRICA GENERAL EN SITIO
ELECTRICO
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	1:6000	CQ01-000-121-802S

5045 **000-121-802S** REV B

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\27 - Electrical\Spanish\CQ01-000-121-802.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 3-Dec-14, 4:36 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: SAMUEL ESCALA IMPRESION: 1:24.847

550,000 mE
560,000 mE
570,000 mE
580,000 mE
860,000 mN
850,000 mN
840,000 mN

N
W
E
S

EL HATO
MICOYITO
LOS CERRITOS
CHABELA
NUEVO MEJICO
LOS CORALITOS
SANTA ROSA
EL BIJAO
LA QUEBRADITA
LAS TRANQUITAS
EL CODICIOSO
EL COMJN
LA PITA
BOTELLO
LOS CERRITOS
EL JIRON
EL BAJO
Quebrada Grande
LOS JACINTOS
EL PONTON
RIO HONDO
CUCULITA
BAJO DEL RIO
CACAO
SANTA ANA
PICACHO
EL LARGO
EL CERRO
PALMIRA
LA CHAPA
LOS BAJITOS
CERRO CANAJAGUA
MOGOLLON
BOMBACHITO
SAN ANTONIO
EL GUABO
BOMBACHO
MARROQUINA
EL PLATANAL
LOS PIROS
LOS MONGOY
GUE RITA
LA CANOA
EL FERMIN
LA TRINIDAD
PIXVA
LA RANA
LOS CHIQUEROS
LA HIGUERILLA
LA PIXVA
RIO ABAJO
EL TALLO
EL SALITRE
LA LOMA
LA TOTUMITA
LOS PITALES

PROVINCIA DE

Alternativa de Interconexión Eléctrica
Proyecto Minero Cerro Quema

Localización del proyecto

Minera Cerro Quema, S.A.
"Compromiso Social, Responsabilidad Ambiental"

SNC • LAVALIN PANAMA, S.A.

PRELIMINAR
NO PARA CONSTRUCCION

DERECHOS DE AUTOR retenidos por Kappes Cassiday & Associates. Este dibujo no puede ser usado o reproducido sin autorización

DIBUJOS DE REFERENCIA

NUMERO DE DIBUJO	TITULO DEL DIBUJO

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION

REVISIONES

NO.	POR	REV.	APROBADO POR			FECHA	DESCRIPCION DE REVISION
A	SNC	SNC				20 MAY '14	EMITIDO PARA REVISION

Diseñado por: SNC
Dibujado por: SNC
Revisado por:
Aprobado por 1:
Aprobado por 2:
Aprob. Cliente:

ELABORADO PARA: PERSHIMCO (TSX-V: PRO)

ELABORADO POR: Kappes, Cassiday & Associates
7950 Security Circle, Reno, Nevada USA 89506
Telephone: (775) 972-7575 FAX: (775) 972-4567
KCA

Proyecto: **CERRO QUEMA**

Titulo: ESTUDIO PREFACTIBILIDAD INTERNO DEPOSITO ORO EN OXIDO
ALTERNATIVA DE INTERCONEXION DE LINEA DE TRANSMISION ELECTRICO
VISTA EN PLANTA

No. Proyecto	Escala	Nombre archivo CAD:
670G	60,000	CQ01-000-121-810S

5045 | **000-121-810S** | REV A

NOMBRE: Z:\Cerro Quema PFS\DWG - Working\27 - Electrical\Spanish\CQ01-000-121-810S.dwg ULTIMA ACTUALIZACION: 12-Dec-14, 4:45 PM FECHA IMPRESION:12-Dec-14 POR: PROSALES ESCALA IMPRESION: 1:25