

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“EVALUACIÓN DEL INCREMENTO DE RESERVAS
EN EL TAJO PARCCAORCO – BREAPAMPA”
COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A**

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
EVER WILLIAN CLAVO RIMARACHÍN**

**ASESOR
ING. ADOLFO CHAVEZ VALDIVIA**

LIMA – PERÚ

2013

DEDICATORIA

A mis padres Concepción y Sara que siempre me apoyaron incondicionalmente en la parte moral y económica.

A mi familia en general por el apoyo que siempre me brindaron día a día en el transcurso de mi carrera.

Y a todos aquellos que han contribuido directa e indirectamente a la realización de este trabajo.

RESUMEN

El principal objetivo de este informe es evaluar el aumento de las reservas en el tajo Parccaorcco y desarrollar un plan de minado detallado para Breapampa (2013-2015).

Este informe incluye los siguientes items:

- Actualización del precio del oro (1200 \$ / oz) y el precio de la plata (20 \$ / oz).
- Actualización de los costos de minado y de procesos, basados en el presupuesto total de Breapampa.
- Cálculo de la ley de corte (Au y Ag).
- Corridas de cono.
- Rediseño Pit.
- Cálculo de Reservas.

El impacto en las reservas de este trabajo a junio de 2013 es positivo. El tonelaje de mineral aumentó en 913.528 toneladas y el mineral puesto en pad aumento en 63,183 oz Au. El Plan de minado se incrementó en 8 meses, de junio 2014 hasta febrero 2015.

ABSTRACT

The main goals of this report are to evaluate the reserves increase in the pit Parccaorcco and to develop a detailed mining plan for Breapampa district's mine (2013-2015).

This report includes following picks:

- Updated Gold price (1200\$/oz) and silver price (20\$/oz).
- Updated mine and process cost based the total budget of the Breapampa district's mine.
- Calculate of cut off grade (Au and Ag).
- Run cones.
- Pit redesign.
- Reserves calculation.

The impact in reserves of this work to June 2013 is positive. Ore tonnage increased by 913.528 MT and the mineral deposit on pad by 63,183 oz Au. Mining plan increased in 8 months, from June 2014 to February 2015.

ÍNDICE GENERAL

INTRODUCCIÓN.....	10
CAPÍTULO I	11
ANTECEDENTES Y UBICACIÓN.....	11
1.1 Ubicación	11
1.2 Antecedentes	12
CAPÍTULO II.....	14
ASPECTOS GEOLÓGICOS.....	14
2.1 Geología Breapampa.....	14
2.1.1 Litología y Control Estructural.....	15
2.1.2 Alteración y Mineralización.....	15
2.1.3 Coluvial Parccaorcco.....	17
CAPÍTULO III	18
ACTUALIZACIÓN DE RECURSOS TOTALES.....	18
3.1 Recursos Totales	18
3.1.1 Alteración Argílica.....	18
3.1.2 Alteración Sílice Masiva	19
3.1.3 Alteración Sílice Vuggy	19
3.1.4 Alteración Argílica Avanzada	20
3.1.5 Zona Boulders	20
3.1.6 Inventario Total de Recursos.....	21
CAPÍTULO IV	21
LEY DE CORTE.....	22
4.1 Resumen.....	22

4.2 Objetivo	23
4.3 Costos Unitarios.....	23
4.4 Cálculo de la Ley de Corte.....	24
4.4.1 Cálculo de la ley de corte económica.....	25
4.4.2. Cálculo de la ley de corte interna (Marginal).....	26
CAPÍTULO V	28
ESTUDIO GEOMECÁNICO - ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y CRITERIOS DE DISEÑO DE TAJO	28
5.1 Trabajos de Campo.....	28
5.2 Análisis de Estabilidad de Taludes.....	30
5.2.1 Definición de Dominios Estructurales.....	34
5.2.2 Definición de Familias de Discontinuidades.....	34
5.2.3 Identificación de Cuñas Potenciales.....	35
5.2.4 Análisis Estereográfico de Bancos.....	35
5.2.5 Definición de Ángulos	37
5.3 Diseño Genérico de Bancos Simples, Dobles y Triples.....	40
CAPÍTULO VI	43
OPTIMIZACIÓN DEL TAJO.....	43
6.1 Reservas Tajo.....	44
CAPÍTULO VII.....	47
DISEÑO DE TAJO	47
CAPÍTULO VIII	50
PLAN DE MINADO.....	50
8.1 Introducción	50
8.2 Desarrollo de Mina	51
8.3 Operaciones Mina.....	52
8.3.1 Equipo de Mina	52
8.3.2 Carguío	53
8.3.3 Acarreo	53
8.3.4 Perforación y Voladura	53
8.3.5 Equipos Auxiliares	54
8.3.6 Drenaje de Mina	54
8.4 Minado	55
8.5 Chancado y Clasificación.....	55
8.6 Lixiviación	56
8.6.1 Carguío de Mineral a la plataforma de lixiviación.....	56

8.6.2 Lixiviación del Mineral y Manejo de Soluciones.....	58
8.6.3 Bombeo de la Solución Lixivante	59
8.6.4 Colección de Solución (PREGNANT).....	59
8.6.5 Bombeo de Solución Rica (PREGNANT)	60
8.7 Recuperación con carbón activado	60
8.7.1 Absorción de columnas de carbón activado	60
CAPÍTULO IX	63
COMPARACIÓN PLAN Y RESERVAS JUNIO 2012 VS PLAN Y RESERVAS JUNIO 2013	
.....	63
9.1 Reservas y Plan de Minado en Junio 2012	63
9.2 Estimación de Tonelajes	66
9.2.1 Sensibilidad a Diferentes Precios del Au	66
9.3 Modelo de Bloques	67
9.4 Estimación de Leyes	68
9.5 Producción al 30 de Junio 2013, Reservas y Plan de Minado a Junio 2013	68
9.5.1 Producción a Junio 2013	68
9.5.2 Reservas y Plan de Minado a Junio 2013.....	69
9.5.3 Modelo de Bloques.....	75
CAPÍTULO X.....	77
COSTOS BREAPAMPA	77
10.1 Cash Cost	77
10.2 Evolución del cash Cost.....	78
10.3 Costos de Producción (Sin depreciación y amortización)	79
10.4 Costos de Producción Ejecutados a Agosto 2013	80
CONCLUSIONES.....	81
RECOMENDACIONES	83
GLOSARIO	85
BIBLIOGRAFÍA	87
INDICE DE ANEXOS	88

LISTA DE TABLAS

Tabla 1.1 - rutas de acceso a breapampa	11
Tabla 3.1 – densidad del coluvial (boulders).....	18
Tabla 3.2 - recursos en la alteración argílica.....	19
Tabla 3.3 - recursos en la alteración sílice masiva	19
Tabla 3.4 - recursos en la alteración sílice vuggy.....	19
Tabla 3.5 - recursos en la alteración argílica avanzada	20
Tabla 3.6 - recursos en la zona boulders	20
Tabla 3.7 - inventario total de recursos	21
Tabla 4.1 - costo unitario estimado	23
Tabla 4.2 - ley de corte económica.....	26
Tabla 4.3 - ley de corte interna (marginal).	27
Tabla 5.1 - ubicación y orientación de taladros geotécnicos.....	29
Tabla 5.2- máximos ángulos interrampa recomendados.	32
Tabla 5.3 - orientación de familias de juntas.....	35
Tabla 5.4 - estructuras mapeadas.....	36
Tabla 5.5 - análisis estereográfico-posibilidad de falla en la cresta del banco.....	37
Tabla 5.6 - diseño genérico de bancos de seguridad	41
Tabla 6.1 - parámetros utilizados para la generación del cono óptimo	44
Tabla 6.2 - densidades por dominio geológico.....	45
Tabla 6.3 - ángulos de talud interrampa – proyecto breapampa.....	46
Tabla 7.1 - parámetros geométricos del diseño de tajo	48
Tabla 8.1- relación de equipos en breapampa	52

Tabla 8.2- Parámetros – Planta de Procesos.....	61
Tabla 9.1 - Reservas a Junio - 2012	63
Tabla 9.2 – Programa de Producción mensual 2012	64
Tabla 9.3 – Programa de Producción mensual 2013	64
Tabla 9.4 - Programa de Producción mensual 2014.....	64
Tabla 9.5 – Programa de Producción Total	65
Tabla 9.6 – Descripción de Diseño de Tajo.....	65
Tabla 9.7 – Sensibilidad a diferentes precios	66
Tabla 9.8 – Producción ejecutada mensual a Junio 2013	69
Tabla 9.9 – Producción ejecutada anual a Junio 2013.....	69
Tabla 9.10 – Reservas Alteración Argílica.....	69
Tabla 9.11 – Reservas Alteración Sílice Masiva.....	69
Tabla 9.12 – Reservas Alteración Sílice Vuggy.....	70
Tabla 9.13 – Reservas Alteración Argílica Avanzada.....	70
Tabla 9.14 – Reservas Total Parccaorcco por Cut Off.....	70
Tabla 9.15 – Reservas Zona Boulders – Zona Oeste.....	70
Tabla 9.16 – Reservas Zona Boulders – Zona Sur	71
Tabla 9.17 – Reservas Zona Boulders - Total	71
Tabla 9.18 – Reservas Total Breapampa por Cut Off	71
Tabla 9.19 – Producción Mensual Julio 2013 a Febrero 2015	72
Tabla 9.20 – Producción Planeada 2013 – 2014 - 2015	72
Tabla 9.21 – Producción Mensual Ejecutada y planeada 2012 – 2013 – 2014 - 2015	73
Tabla 9.22 – Producción Anual entre Ejecutada y planeada 2012 – 2013 – 2014 - 2015	73
Tabla 9.23 – Parámetros y Descripción de Diseño de Tajo.....	74
Tabla 10.1 – Cash Cost Ejecutado a Agosto 2013 y Promedio 2013	77
Tabla 10.2 – Cash Cost Ejecutado y Planificado 2013.....	77
Tabla 10.3 – Costos Mensuales Ejecutados por partidas y Cash Cost Ejecutado	78
Tabla 10.4 – Costos de Producción Ejecutado y Planeado (Sin depreciación y amortización) ...	79
Tabla 10.5 – Costos de Producción Ejecutado a Agosto 2013.....	80

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 - Ubicación de breapampa.....	12
Figura 2.1 – Plano de alteraciones parccaorcco – parccaorcco este – coluvial (boulders)...	17
Figura 5.1 – Recomendaciones finales ángulo interrampa.	33
Figura 5.2 - Estereograma combinado de taladros y mapeos.....	34
Figura 5.3 - Puntajes por sectores para fallas planares y en cuña.	38
Figura 5.4 - Ancho mínimo de banqueta de seguridad vs altura de bancos.....	40
Figura 5.5 - Diseño de bancos simple - falla de cresta estimada.....	41
Figura 5.6 - Diseño de bancos dobles - falla de cresta estimada.....	41
Figura 5.7 - Diseño de bancos triples - falla de cresta estimada.....	42
Figura 5.8 - Vista isométrica del diseño del tajo.....	42
Figura 7.1 – Vista del diseño del tajo final	49
Figura 8.1 – Proceso de operaciones mina breapampa	62
Figura 9.1 – Producción por año de mineral y desmonte	65
Figura 9.2 – Sensibilidad en onzas a diferentes precios	66
Figura 9.4 – Modelo de bloques – tajo parccaorcco – junio 2012	67
Figura 9.5 – Diseño de tajo breapampa a \$1200 oz au a junio 2012	68
Figura 9.6 – Producción por año entre ejecutada y planeada de mineral y desmonte.....	74
Figura 9.7 – Diseño de tajo breapampa a \$1200 oz au a junio 2013	75
Figura 9.8 – Modelo de bloques – tajo breapampa a junio 2013.....	75
Figura 9.9 – Límite junio 2012 (azul) vs límite junio 2013 (verde)	76
Figura 9.10 – Reservas junio 2012 vs mineral ejec. Y reservas a junio 2013.....	76
Figura 10.1 – Evolución del cash cost 2012 – 2013	78
Figura 10.2 – Evolución del costo unitario de producción (sin depreciación y amortización)	79
Figura 10.3 – Evolución del costo unitario de producción.....	80

LISTA DE ANEXOS

ANEXOS

ANEXO 1: Vista Panorámica de la Plataforma de Lixiviación

ANEXO 2: Planta ADR Y Bombona

ANEXO 3: Perforadora D245S

ANEXO 4: Ingeniería Pad Fase 1-2

**ANEXO 5: Ingeniería de Detalle Pad, Pozas, Botadero de Desmonte y Depósito de Top soil –
Modelo de Simulación**

ANEXO 6: Ensayos de Comprensión Triaxial

ANEXO 7: Análisis de Estabilidad Pad de Lixiviación – Fase 1

ANEXO 8: Estudios Geotécnicos – Resultados de Ensayos

INTRODUCCIÓN

El área de Planeamiento Mina de Breapampa ha sido encargada de realizar una nueva estimación de recursos, evaluar el incremento de reservas y hacer un nuevo plan de minado, basado en la actualización del nuevo modelo de bloques incluyendo las nuevas zonas mineralizadas como la zona del coluvial Parccaorcco (denominado Boulders). El software empleado para este trabajo es el MineSight.

Y para evaluar el incremento de reservas se va a hacer una comparación entre el Plan y Reservas a junio 2012 (MICSA – Consultora) vs Plan y Reservas a junio 2013, el software que se empleará es el Minesight.

Se van a realizar programas de producción mensuales, dentro del diseño del tajo final, desde el 2013 para toda la vida de la mina restante estimado hasta Febrero del 2015.

Los ritmos de producción de mineral varían de 5,000 a 8,000 toneladas por día. Estos ritmos de producción han sido calculados en base al rendimiento actual de la flota de minado y de los equipos de chancado.

CAPÍTULO I

ANTECEDENTES Y UBICACIÓN

1.1 Ubicación

La Unidad Minera Breapampa, está ubicado en el distrito de Chumpi, provincia de Parinacochas, región Ayacucho.

Existen tres rutas para llegar a Breapampa, desde la ciudad de Lima. La primera comprende la ruta Lima – Nazca – Puquio - Breapampa; la segunda comprende la ruta Lima – Nazca – Chala- Pullo – Breapampa; y la tercera Lima – Nazca – Yauca – Breapampa. Como se muestra en la Fig. 1.1 y en la tabla 1.1.

TABLA 1.1 - Rutas de acceso a Breapampa

Ruta 1	Km.
Lima – Nazca	460
Nazca - Puquio – Breapampa	301
Total	761

Ruta 2	Km.
Lima – Nazca	460
Nazca - Chala - Pullo - Breapampa	350
Total	810

Ruta 3	Km.
Lima – Nazca	460
Nazca - Yauca – Breapampa	327
Total	787



Figura 1.1 - Ubicación de Breapampa

Fuente: Estudio de Impacto ambiental 2009 CMBSAA/Departamento de Planeamiento Mina

1.2 Antecedentes

A comienzos de los años 90 se definieron áreas con alteración hidrotermal en las zonas de Senccata y Chumpi, trabajado por la empresa Hochschild y asociada posteriormente con la empresa North en el año 1998.

Desde el año 2003 Newmont realizó trabajos de exploración en la zona, inicialmente en un área denunciada de 7,000 Ha, las cuales luego se incrementan a 92,789 Ha, cubriendo las áreas de Senccata, Torpuya y Breapampa.

En agosto del 2003 se inició la perforación en Senccata, las cuales continuaron durante el 2004 y 2005 en la zona de Breapampa, para finalmente el año 2006 perforar las zonas de Andrea, Senccata, Consuelos y Torpuya.

En el 2007 CMBSAA continuó la campaña de exploraciones en la zona central de Breapampa sobre una extensión de 10,000 Ha, mediante contrato de cesión y opción minera celebrado con Newmont Perú Ltd. Para tal efecto realizó una malla de perforación en el área del cerro Parccaorcco cuyo objetivo era el de definir reservas de mineral aurífero en óxidos.

Durante el año 2,007 se realizó un programa de perforaciones en el Cerro Parccaorcco (infill drilling) de 4,770.45 m, además de diversos estudios de ingeniería, tales como factibilidad de la pila de lixiviación y depósito de desmonte, pozas de procesos, estabilidad del tajo, planta de procesos, instalaciones auxiliares, estudios hidrogeológicos, levantamiento topográficos, trabajos de arqueología (CIRA), entre otros, con diversas empresas consultoras especializadas, como Vector Perú S.A.C., Buenaventura Ingenieros S.A., entre otros, con el objetivo de elaborar el Estudio de Factibilidad del Proyecto y el Estudio de Impacto Ambiental.

Durante el año 2012 se ha realizado, por parte de CMBSAA, campañas de exploración en los alrededores del cerro Parccaorcco, cuyo objetivo era encontrar mayores reservas de mineral. Se han perforado más de 4,000 metros a la fecha y se tiene identificado una zona nueva denominada “Coluvial Parccaorcco” ubicada en la zona Oeste-Sur (en las faldas) del cerro Parccaorcco.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1. Geología Breapampa

El Proyecto Breapampa está ubicado en los Andes Centrales del sur del Perú, dentro del corredor Metalogénico E-O, controlado por la mega estructura de la deflexión de Abancay, relacionado principalmente a yacimientos epitermales de oro en ambientes de alta sulfuración, sistemas filoneanos tipo ácido sulfato, desarrollados por colapsos estructurales sucesivos.

El escenario geológico regional se compone de una estratigrafía volcánica terciaria, con estructuras volcánico-sedimentarias del Mioceno Medio al Plioceno asimiladas al Grupo Tacaza, Formación Alpabamba (Aniso) y Grupo Barroso. Estas secuencias han sufrido “deslizamientos” o colapsos que provocan repetición de las unidades, observadas en el área de Coracora.

La configuración estructural se evidencia a nivel regional por la presencia de lineamientos de los sistemas NW, NE, NS y E-W que mediante multifases de eventos

tectónicos conocidos en los Andes centrales, habrían generado ambientes dilatantes que favorecieron el emplazamiento de sistemas hidrotermales, con mineralización de Au-Ag.

Estos sistemas estructurales principales definidos, tienden a interceptarse, siendo la intersección más importante la formada en el área de Breapampa y relacionada al depósito Parccaorcco.

2.1.1. Litología y Control Estructural.

El cerro Parccaorcco emplaza una secuencia de tufos laminares depositados en un ambiente lacustre. Sobre yaciendo se encuentra una secuencia piroclástica (tufos y brechas) con clastos hererolíticos y presencia de piedra pómez, asociada a la mineralización. Finalmente, la secuencia es coronada por un nivel de toba de caída, ricos en líticos.

Estructuralmente, el Cerro Parccaorcco se encuentra controlado por sistemas de dirección NW y NE, principalmente. De igual forma, y no menos importantes, se presentan los sistemas E-W y N-S; estos controles han formado un sistema de bloques que afectan las secuencias, los cuales se muestran como bloques que caen y suben en forma de pilares.

2.1.2. Alteración y Mineralización

La mineralización y los ensambles presentes en las rocas alteradas muestran filiación con los sistemas epitermales de alta sulfuración de niveles preservados por

la erosión, donde afloran cuerpos, brechas y capas silicificadas con texturas sacaroideas o cavernosas superpuestos a varias generaciones de brechas hidrotermales y sílice cargados con sulfuros e importantes concentraciones en oro y plata.

Se presenta sílice verrugosa (vuggy) en las partes superiores del Cerro Parccaorcco producto de la destrucción de la piedra pómez, la cual a su vez ha sido rellenada por alunita plumosa de segunda generación. Si bien es cierto se asume como una textura vuggy, la matriz presenta también alunita fina de primera generación.

La alteración más fuerte y predominante es argílico avanzado presente en casi todo el yacimiento, y asociada tanto a la secuencia superior lítica con piedra pómez, como también a la secuencia volcánico sedimentaria en su fase lítica. Los tufos finos laminares se muestran mayormente silicificados.

Otra alteración no menos importante en el yacimiento es un horizonte argílico (arcillas), el cual se muestra en la base del cuerpo silicificado – oxidado y restringe la continuidad de mineralización de óxidos en profundidad.

Por debajo del horizonte oxidado, asociado a la unidad fina laminar, se registra la continuidad del cuerpo asociada a sulfuros relacionados a una intensa silicificación masiva cortada por venas y venillas de sílice gris. Los sulfuros primarios están dominados principalmente por pirita con accesorios de enargita y trazas enargita con plata.

2.1.3. Coluvial Parccaorcco

Con respecto a la nueva zona Coluvial Parccaorcco, esta es una pequeña cuenca ubicada al Oeste-Sur del tajo Parccaorcco que presenta una potencia alrededor de 15m donde predominan los fragmentos de tufo brecha en partes de ceniza con tamaños desde 1cm hasta 2.0m con alteración cuarzo-alunita > sílice porosa > sílice masiva. Ocasionalmente se ha observado sílice gris relleno fracturas en estos fragmentos de roca y la relación roca - suelo es de aproximadamente 75-25%.

La mineralización muestra una distribución muy irregular por la heterogeneidad de los fragmentos de roca caracterizándose como polimicticos mal clasificados. Estos últimos están asociados a limonitas diseminadas en partes relleno fracturas y a la presencia de venillas de sílice gris.

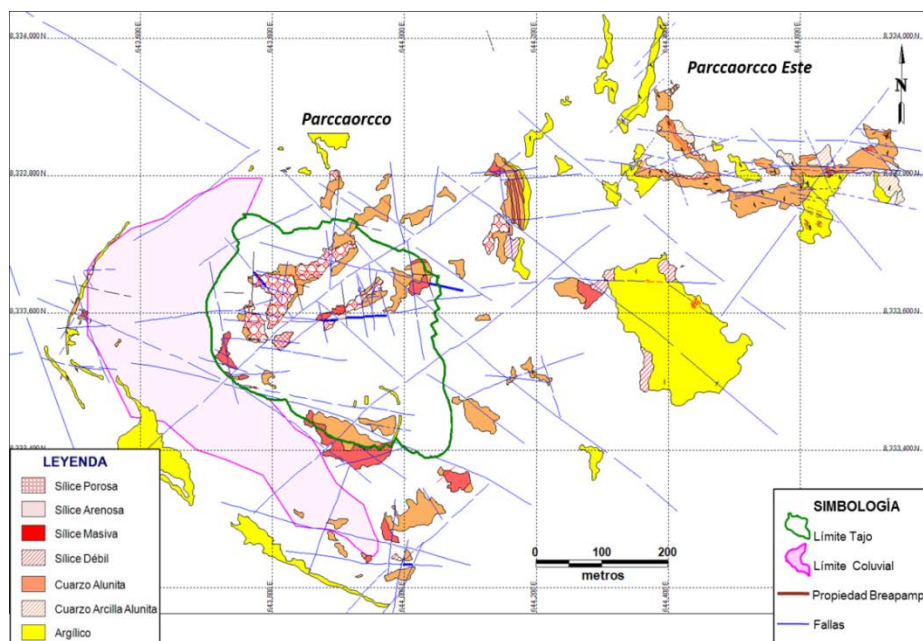


Figura 2.1 – Plano de Alteraciones Parccaorcco – Parccaorcco Este – Coluvial (Boulders)

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

CAPÍTULO III

ACTUALIZACIÓN DE RECURSOS TOTALES

3.1 Recursos Totales

Una vez clasificados los recursos, es posible calcular el inventario de recursos por cada alteración y totales. Para el cálculo de recursos totales de esta zona Boulders, se ha incluido la Actualización de los recursos originales para las 04 alteraciones del informe original. Estos recursos se consideran “in situ” y no se aplica ninguna ley de corte. El software MineSight es capaz de generar este tipo de reportes detallados. Asimismo se ha tomado en cuenta las densidades definidas en el informe original y la densidad de la zona de boulders indicada en la Tabla 3.1:

TABLA 3.1 – Densidad del coluvial (Boulders)

Densidad	TM/m ³
Boulders	2.17

Fuente: Departamento de Geología Breapampa – CMBSAA

3.1.1 Alteración Argílica

Como se muestra en la tabla 3.2

TABLA 3.2 - Recursos en la Alteración Argílica

ALT. ARGÍLICA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	985,197	0.065	2.045	2,059	64,775
Indicado	1,572,387	0.049	1.441	2,492	72,847
Inferido	2,138,520	0.022	0.978	1,519	67,242
TOTAL	4,696,104	0.040	1.357	6,071	204,865

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

En esta alteración se tiene un total de recursos de 4'696,104 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.040 g/t y una ley promedio de Ag de 1.357 g/t.

3.1.2 Alteración Sílice Masiva

Como se muestra en la tabla 3.3

TABLA 2.3 - Recursos en la Alteración Sílice Masiva

ALT. SÍLICE MASIVA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	2,553,555	0.942	19.768	77,370	1,622,926
Indicado	2,256,579	0.783	17.448	56,814	1,265,864
Inferido	604,188	0.443	8.947	8,609	173,796
TOTAL	5,414,322	0.820	17.594	142,793	3,062,586

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

En esta alteración se tiene un total de recursos de 5'414,322 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.820 g/t y una ley promedio de Ag de 17.594 g/t.

3.1.3 Alteración Sílice Vuggy

Como se muestra en la tabla 3.4

TABLA 3.4 - Recursos en la Alteración Sílice Vuggy

ALT. SÍLICE VUGGY		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	1,316,491	0.973	24.037	41,183	1,017,393
Indicado	941,226	1.285	26.314	38,892	796,290
Inferido	207,702	1.170	23.613	7,813	157,682
TOTAL	2,465,418	1.109	24.871	87,888	1,971,365

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

En esta alteración se tiene un total de recursos de 2'465,418 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 1.109 g/t y una ley promedio de Ag de 24.871 g/t.

3.1.4 Alteración Argílica Avanzada

Como se muestra en la tabla 3.5

TABLA 3.5 - Recursos en la Alteración Argílica Avanzada

ALT. ARGÍLICA AVANZADA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	1,499,794	0.249	10.400	12,002	501,482
Indicado	1,417,529	0.173	8.251	7,884	376,036
Inferido	2,534,256	0.090	3.669	7,357	298,943
TOTAL	5,451,579	0.155	6.712	27,244	1,176,462

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

En esta alteración se tiene un total de recursos de 5'451,579 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.155 g/t y una ley promedio de Ag de 6.712 g/t.

3.1.5 Zona Boulders

Como se muestra en la tabla 3.6

TABLA 3.6 - Recursos en la Zona Boulders

BOULDERS		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	528,586	0.229	9.741	3,888	165,543
Indicado	905,570	0.192	9.382	5,602	273,154
Inferido	749,565	0.170	8.753	4,092	210,939
TOTAL	2,183,721	0.193	9.253	13,582	649,636

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

En esta zona de estudio se tiene un total de recursos de 2'183,721 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.193 g/t y una ley promedio de Ag de 9.253 g/t.

3.1.6 Inventario Total de Recursos

Como se muestra en la tabla 3.7

TABLA 3.7 - Inventario Total de Recursos

TOTAL DE RECURSOS		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	6,883,623	0.617	15.237	136,502	3,372,119
Indicado	7,093,291	0.490	12.208	111,684	2,784,192
Inferido	6,234,230	0.147	4.533	29,391	908,603
TOTAL	20,211,145	0.427	10.872	277,578	7,064,914

Fuente: Departamento de Geología Breapampa - CMBSAA

El total de inventario de recursos de óxidos, sin considerar ley de corte, es de 20'211,145 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.427 g/t y una ley promedio de Ag de 10.872 g/t. Asimismo la cantidad de onzas in situ totales de Au son 277,578 Oz y las de Ag son 7'064,914 Oz.

CAPÍTULO IV

LEY DE CORTE

4.1 Resumen

La ley de corte económica de Breapampa, según los cálculos efectuados en este reporte es de 0.48 g Au/t. Se menciona también que para el caso de Ag sería de 144.55 gAg/ton.

La ley de corte económica interna (marginal), según los cálculos efectuados en este reporte es de 0.279 g Au/t. Se menciona también que para el caso de Ag sería de 83.87 gAg/ton. En este dato sólo se considera los costos de las áreas de mina y planta, directamente involucradas en la operación.

Valores inferiores de Au que estas leyes de corte, tendrán que ser analizadas según el aporte de Ag y ver si justifica su extracción, para lo cual se han preparado en este reporte las combinaciones económicas del Au y de Ag.

4.2 Objetivo

Actualizar la ley de corte de Au y Ag en la unidad, basados en el presupuesto total de las áreas en Breapampa.

4.3 Costos Unitarios

Basado en el presupuesto 2013 de la unidad a la fecha, el cual asciende a US\$ 43'214,034 (sin considerar amortización ni depreciación), y el cual está dividido por áreas, es posible calcular los costos unitarios que se utilizarán en el cálculo de la ley de corte.

El presupuesto de mina, planta y las demás áreas ascienden a US\$ 17'220,370; US\$ 12'562,125 y \$ 13'431,540 respectivamente.

Asimismo el tonelaje de mineral estimado a producir en el 2013 es de 2'549,817 toneladas, y de desmonte se ha estimado en 1'363,890 toneladas haciendo un total de material a mover de 3'913,707. Tabla 4.1.

El cálculo del costo unitario estimado se muestra en los siguientes cuadros.

TABLA 4.1 - Costo Unitario Estimado

Ton. Mineral	2,549,817
Ton. Desmonte	1,363,890
Ton. Total	3,913,707

PRESUPUESTO	\$	\$/Ton. Mineral
MINA	17,220,370	6.754
PLANTA	12,562,125	4.927
COSTO MINA Y PLANTA	29,782,494	11.680
OTRAS AREAS	13,431,540	5.268
COSTO TOTAL	43,214,034	16.948

Costo por Tonelada Moviada – Mina	4.400
--	-------

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

4.4 Cálculo de la Ley de Corte

En el caso de Breapampa, se tiene 2 elementos de importancia, el oro y la plata, por lo que el cálculo de la ley de corte debe involucrar a estos dos elementos. Asimismo se debe considerar como material económico a aquel que su valor supere al costo de enviar el mismo material al botadero de desmonte. Es decir, si enviar este material al pad de lixiviación y procesarlo es menos costoso que enviarlo al botadero, se considerará como mineral y por lo tanto al hacer una corrida de costos es posible calcular la ley de corte para cada elemento.

El valor por tonelada de material depende directamente de las leyes de oro y plata, del precio en el mercado de estos metales, de la recuperación en el pad de lixiviación y del costo que implica mover este material.

Lo anterior se expresa en la siguiente fórmula:

$$VALPT = \frac{LeyAu \times PAu \times RAu}{Factor} + \frac{LeyAg \times PAg \times RAg}{Factor} - CT$$

Dónde:

VALPT: Valor por Tonelada en \$/Ton.

PAu: Precio base por Onza de Oro

PAg: Precio base por Onza de Plata

Factor: 1 onza en gramos, equivalente a 31.1035

RAu: Recuperación Metalúrgica del Oro

RAg: Recuperación Metalúrgica de la Plata

CT: Costo por tonelada de mineral

Si la formula anterior se expresa en función de la ley de oro, sería lo siguiente:

$$LeyAu = \frac{Factor \times (VALPT + CT) - LeyAg \times PAg \times RAg}{PAu \times RAu}$$

Para el cálculo de la ley de corte se aplicará esta fórmula, en la cual se tienen los siguientes datos:

VALPT = -4.400 (costo de mover material al depósito de material inerte en \$/Ton)

CT = Se tienen 2 casos (\$/Ton 16.948 y \$/Ton 11.680 para el costo total y el costo interno, por tonelada de mineral).

PAu = \$/Oz 1,200

PAg = \$/Oz 20

RAu = 0.65

RAg = 0.10

4.4.1 Cálculo de la ley de corte económica.

Con los datos anteriores se reemplaza en la fórmula quedando de la siguiente manera:

El valor por tonelada de material depende directamente de las leyes de oro y plata, del precio en el mercado de estos metales, de la recuperación en el pad de lixiviación y del costo que implica mover este material.

Lo anterior se expresa en la siguiente fórmula:

$$LeyAu = \frac{31.1035 \times (-4.400 + 16.948) - LeyAg \times 20 \times 0.10}{1200 \times 0.65}$$

Variando la ley de Au desde 0, se puede calcular la ley de corte del Au y de Ag. En el siguiente cuadro se muestra las combinaciones de ambos elementos para este caso:

Como se muestra en la tabla 4.2

TABLA 4.2 - Ley de corte económica.

Ley Au Económica	Ley Ag	Ley Au Económica	Ley Ag
0.00	144.55	0.26	66.55
0.10	114.55	0.27	63.55
0.11	111.55	0.28	60.55
0.12	108.55	0.29	57.55
0.13	105.55	0.30	54.55
0.14	102.55	0.31	51.55
0.15	99.55	0.32	48.55
0.16	96.55	0.33	45.55
0.17	93.55	0.34	42.55
0.18	90.55	0.35	39.55
0.19	87.55	0.36	36.55
0.20	84.55	0.37	33.55
0.21	81.55	0.38	30.55
0.22	78.55	0.39	27.55
0.23	75.55	0.40	24.55
0.24	72.55	0.41	21.55
0.25	69.55	0.42	18.55
		0.48	0.00

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Para este caso el valor de ley de corte es de 0.48 /t para el Au y de 140.55 g /t para la Ag.

4.4.2. Cálculo de la ley de corte interna (Marginal).

Se reemplaza en la formula quedando de la siguiente manera:

$$LeyAu = \frac{31.1035 \times (-4.400 + 11.680) - LeyAg \times 20 \times 0.10}{1200 \times 0.65}$$

Variando la ley de Au desde 0, se puede calcular la ley de corte del Au y de Ag. En el siguiente cuadro se muestra las combinaciones de ambos elementos para este caso.

Como se muestra en la tabla 4.3

TABLA 4.3 - Ley de corte interna (Marginal).

Ley Au Interna	Ley Ag
0	83.87
0.10	53.87
0.11	50.87
0.12	47.87
0.13	44.87
0.14	41.87
0.15	38.87
0.16	35.87
0.17	32.87
0.18	29.87
0.19	26.87
0.20	23.87
0.21	20.87
0.22	17.87
0.23	14.87
0.24	11.87
0.25	8.87
0.26	5.24
0.27	2.87
0.28	0.00

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa – CMBSAA

Para este caso el valor de ley de corte es de 0.28 g/ton para el Au y de 83.87 g/ton para Ag.

CAPÍTULO V

ESTUDIO GEOMECÁNICO - ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y CRITERIOS DE DISEÑO DE TAJO

El estudio de Estabilidad fue realizado por Vector Perú SAC. Como parte de este estudio, se analizó los datos geológicos existentes y se revisó los antiguos núcleos de taladros de perforación. Se recomendó y perforó nuevos taladros de perforación y se hizo nuevos logeos de núcleos de taladros de perforación. Finalmente, se desarrolló un nuevo modelo geomecánico para taludes finales y se definió la inclinación de banco, los taludes globales y entre rampas.

Los análisis, evaluaciones y resultados obtenidos por Vector, se adjunta en los Anexos del presente informe.

5.1 Trabajos de Campo.

Los trabajos de campo realizados por Vector se iniciaron en el mes de mayo del 2007 con el relogueo de taladros de exploración en curso. Se continuó el 18 de junio con el programa de 4 perforaciones geomecánicas orientadas en el tajo

Breapampa, programa que culminó el 16 de julio. Adicionalmente se realizó el mapeo geológico-geotécnico de superficie en algunos afloramientos, finalizándose todos los trabajos de campo el 18 de julio. Posteriormente, Vector recomendó una serie de 8 taladros geomecánicos verticales en el perímetro del área del tajo, con la finalidad de definir mejor las zonas argilizadas, esta campaña fue realizada en el mes de octubre del 2007 y los testigos fueron logueados por Buenaventura. Tabla 5.1

Tabla 5.1 - Ubicación y orientación de taladros geotécnicos.

Taladros	Coordenadas (m)		Azimuth (°)	Inclinación (°)	PROF. (m)
	E	N			
BRE - 44*	643 650	8,333,270	180	-65	101.2
BRE - 49*	643 649	8,333,306	0	-75	93.3
BRE - 51*	643 699	8,333,251	0	50	120.5
BRE - 52*	643 550	8,333,337	180	-65	160.7
BRE - 53*	643 697	8,333,249	180	-75	100
BRE - 54*	643 653	8,333,248	0	-50	84.8
BRE - 57*	643 599	8,333,348	180	-65	82.4
BRE - 73	643 699	8,333,101	180	-55	131.1
BRE - 76	643 754	8,333,273	65	-45	153.3
BRE - 80	643 547	8,333,189	320	-45	143.6
BRE - 81	643 599	8,333,321	0	-60	120
BRE - 115**	643 650	8,333,383	0	-90	65.2
BRE - 116**	643 551	8,333,375	0	-90	60.6
BRE - 117**	643 749	8,333,347	0	-90	70.1
BRE - 118**	643 749	8,333,223	0	-90	80.2
BRE - 119**	643 749	8,333,170	0	-90	100.1
BRE - 120**	643 738	8,333,081	0	-90	76.3
BRE - 121**	643 550	8,333,489	0	-90	55
BRE - 122**	643 597	8,333,084	0	-90	55

Fuente: Vector – Perú 2007

Nota:

* Taladros de exploración relagueado por Vector y Buenaventura.

* Taladros geomecánicos logueados por Buenaventura.

5.2 Análisis de Estabilidad de Taludes.

Para el análisis de estabilidad de los taludes se usaron los parámetros promedio de resistencia de macizo rocoso usando el criterio de Hoek-Brown, y para los materiales de suelo se utilizaron parámetros de Mohr-Coulomb. Cada una de las secciones geomecánicas, mostradas en el Estudio "Diseño de Taludes de Tajo" desarrollado por Vector, fue analizada tomando en cuenta las condiciones de drenaje de los diversos materiales; en el caso de los materiales argilizados plásticos se consideró que el material a cortar tendría un comportamiento no drenado, debido a su baja permeabilidad. En el modelo de resistencia de la roca argilizada también se consideró un comportamiento anisotrópico, utilizando los valores residuales para la dirección horizontal y los valores pico para la dirección vertical.

El ángulo interrampa proveniente del diseño preliminar del cono de Buenaventura fue usado como punto inicial para el análisis de cada sección transversal. Este ángulo fue optimizado en los sectores donde el análisis estereográfico resultó en ángulos más empinados, verificándose la estabilidad del talud asumiendo una superficie de falla general. Por el contrario, en el sector sur y una parte del sector este la presencia de material argilizado requiere que los taludes sean más tendidos para alcanzar el factor de seguridad de diseño aceptable de 1.2. El criterio del valor de factor de seguridad mínimo estático de 1.2 se ha adoptado

debido a que en el diseño de tajos abiertos no existe la preocupación respecto a la protección de infraestructura específica.

La intensa alteración hidrotermal ha creado zonas de roca muy dura y roca muy débil, con muy poca roca entre estos dos extremos. El diseño de los taludes interrampa consiste en ángulos muy parados (47° - 49°) ó ángulos muy tendidos (25° - 30°), dependiendo de la ubicación del pie del talud respecto a las zonas de intensa alteración argílica. Las partes bajas de las paredes del sector noroeste de este cono caen en la zona de silicificación, de modo que los ángulos interrampa resultaron controlados por el análisis estereográfico de las familias de discontinuidades respecto a la orientación del talud. Así, se obtuvieron ángulos interrampa máximos de 49° dentro de la zona de alteración de sílice, y 47° fuera de la zona silicificada. Las zonas inferiores del sector sureste de este cono caen en la zona de intensa alteración argílica, por lo que los ángulos interrampa fueron controlados por el análisis de estabilidad global.

Para el sector sureste del cono, las posibilidades de diseño fueron limitadas. Se consideraron dos opciones: la Opción 1 consistió en conservar intacta la ubicación de los pies de talud del diseño de Buenaventura, y reducir el ángulo del talud; el diseño resultante mina aproximadamente 2,311,000 metros cúbicos de material, representando un incremento de 13% en tonelaje respecto al cono de Buenaventura. La Opción 2 de diseño fue mover el pie del cono de Buenaventura hacia adentro hasta hallar

una configuración estable; el diseño resultante mina aproximadamente 1,513,000 metros cúbicos de material, representando un decremento en tonelaje de 26% respecto al cono de Buenaventura con una pérdida de tonelaje significativa, debido a que aún requiere de ángulos interrampa relativamente tendidos (25° a 40°) para el sector sureste del tajo.

En acuerdo con Buenaventura se decidió adoptar la Opción 1 para proveer las recomendaciones de diseño finales.

Para obtener un factor de seguridad igual o mayor a 1.2, la Tabla 5.2 muestra los máximos ángulos interrampa requeridos para cada azimut. Y la fig. 5.1

Tabla 5.2- Máximos Ángulos Interrampa Recomendados.

Azimuth ($^\circ$)	Máximo ángulo Interrampa ($^\circ$)	Observaciones
0	47	Banco Doble
30	47	Banco Doble
60	47	Banco Doble
90	27	Banco Simple
120	47	Banco Doble
150	20	Banco Simple
180	20	Banco Simple
210	29	Banco Simple
240	47	Banco Doble
270	47	Banco Doble
300	47	Banco Doble
330	49	Banco Doble

Fuente: Vector – Perú 2007

5.2.1 Definición de Dominios Estructurales.

Se definió un dominio estructural único, combinando los estereogramas de estructuras orientadas en taladros y los estereogramas de mapeos superficiales. El estereograma de la Figura 4 ilustra los contornos de frecuencia de las orientaciones de los planos. Los intervalos de contornos del tipo Fisher se definieron, dependiendo de la máxima concentración encontrada, entre 0.5 y 1.0 y fueron achurados para una fácil identificación de las familias. Se aprecia una considerable concentración de polos cerca del centro del estereograma. Fig. 5.2

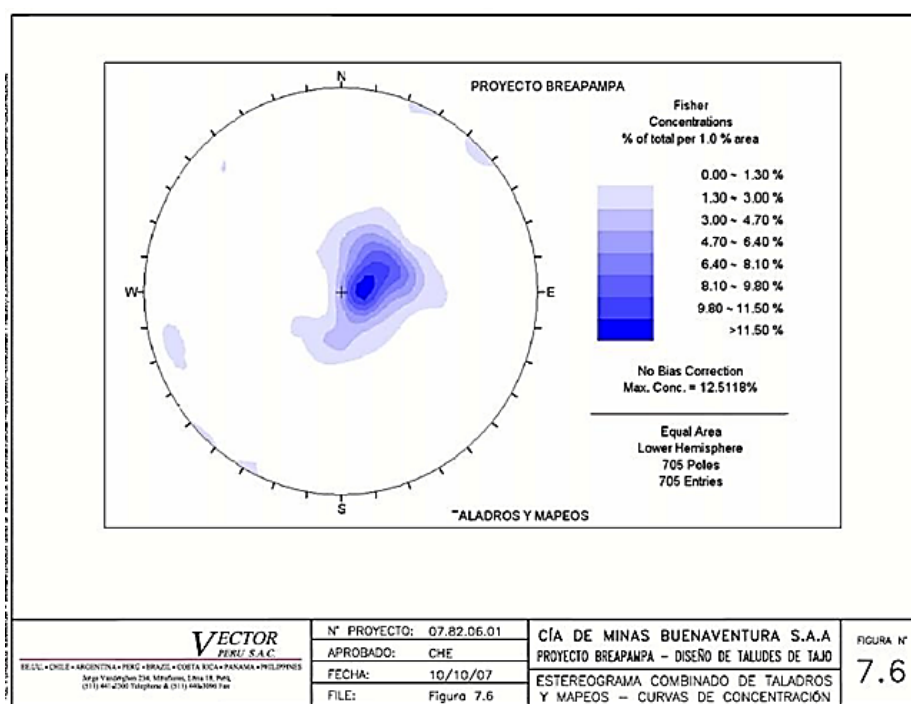


Figura 5.2 - Estereograma combinado de taladros y mapeos

Fuente: Vector – Perú 2007

5.2.2 Definición de Familias de Discontinuidades

En el estereograma combinado, se definió además de la familia principal de discontinuidades algunas familias secundarias, mediante un polo representativo al

cual se le asignó un número de identificación. Para cada familia se trazaron conos de una y dos desviaciones estándar, de 68.27% y 95.44%, respectivamente. La siguiente tabla presenta la orientación promedio para cada familia. Como se muestra en la tabla 5.3.

Tabla 5.3 - Orientación de Familias de Juntas

Familia	Buzamiento (°)	Dirección de Buzamiento (°)
1	17	77
2	16	248
3	78	71
4	89	216

Fuente: Vector – Perú 2007

5.2.3 Identificación de Cuñas Potenciales

A partir de las familias de juntas definidas se identificaron las cuñas potenciales a ocurrir, mediante la intersección de los planos representativos de cada familia. La Figura 7.8 ilustra las intersecciones indicadas. Se observa 3 intersecciones, 2 de ellas en los cuadrantes noroeste y una en el cuadrante sureste, cerca del centro del estereograma.

5.2.4 Análisis Estereográfico de Bancos

El análisis estereográfico es ante todo usado en el diseño del ángulo de las caras de los bancos. La identificación de áreas problemáticas en este estudio es descrita en términos cualitativos pues el diseño del ángulo final de los bancos involucrará un considerable juicio ingenieril. Debido a la presencia de zonas argilizadas en los sectores este y sur del tajo, el análisis

estereográfico de estabilidad de bancos se realizó principalmente en los sectores norte, oeste, y otros sectores de roca competente, de acuerdo a la dirección de buzamiento del talud, como se indica en el Plano 100-06 del Estudio "Diseño de Taludes de Tajo" desarrollado por Vector. Se definieron 8 sectores de análisis. En la siguiente tabla se detalla la orientación promedio de los diferentes sectores definidos en el tajo donde es aplicable el análisis estereográfico. Fig. 5.4.

Tabla 5.4 - Estructuras Mapeadas

Tipo de Estructura	Taladros Geomecánicos	Mapeo Vector	Mapeo Buenaventura	Subtotal
Fracturas	107	221	348	676
Fallas		8		8
Estratificación	1	9		10
Fract/Estrat.	1	7		8
Vetas	3			3
Total	112	245	348	705

Fuente: Vector – Perú 2007

El análisis estereográfico consiste en graficar la orientación de los taludes de los bancos para cada sector en estereogramas con datos de juntas y cuñas, luego de lo cual las áreas con un problema potencial pueden ser identificadas en base a la ubicación relativa de las estructuras con respecto a un "círculo de ángulo de fricción". Para cada sector del tajo se realizó el análisis cinemático de posibilidad de ocurrencia de falla planar o tipo cuña, definiéndose zonas de bajo, moderado y alto riesgo de ocurrencia de estas fallas. En todos los casos se utilizó un ángulo de inclinación de la cara del banco de 65°, que es el máximo ángulo estimado de la cara del banco para el análisis y un ángulo de

fricción de las discontinuidades de 30°, basado en la evaluación de las características de las discontinuidades naturales de testigos de roca del tajo Breapampa.

5.2.5 Definición de Ángulos

Determinación de posibilidad de falla de la cresta de banco

En base a los análisis de estereogramas para fallas planares y en cuña completados para cada sector de diseño, se generó un cuadro (Tabla 5.5) que califica la posibilidad de falla en la cresta de un banco debido a la combinación de los dos mecanismos de falla analizados. Esta calificación describe la posibilidad de falla en la cresta del talud de banco como baja, moderada, alta o muy alta. En esta puntuación también se tomó en consideración la información del mapeo superficial en Breapampa sobre espaciamiento y longitud de las fracturas mapeadas. Como se muestra en la tabla 5.5.

Tabla 5.5 - Análisis Estereográfico-Posibilidad de Falla en la Cresta del Banco.

Sub Sector	Puntuación para		Posibilidad de Falla en cresta
	Falla Planar	Falla en Cuña	
S-1	1	0	Baja
S-2	2	0	Baja
S-3	2	0	Baja
S-4	2	0	Baja
S-5	2	0	Baja
S-6	2	0	Baja
S-7	2	0	Baja
S-8	1	0	Baja

Fuente: Vector – Perú 2007

Dónde:

0 = No hay posibilidad de falla en la cresta del banco.

1 = Mínima posibilidad de falla en la cresta del banco.

2 = Alguna posibilidad de falla en la cresta del banco.

3 = Moderada posibilidad de falla en la cresta del banco.

4 = Alta posibilidad de falla en la cresta del banco.

La Figura 5.3 presenta las gráficas con las puntuaciones para falla planar en un eje y para falla por cuña en el otro, para cada sector del tajo. El gráfico resultante es usado luego para clasificar la posibilidad de falla en la cresta del banco. En este caso en todos los sectores analizados la posibilidad de falla es baja.

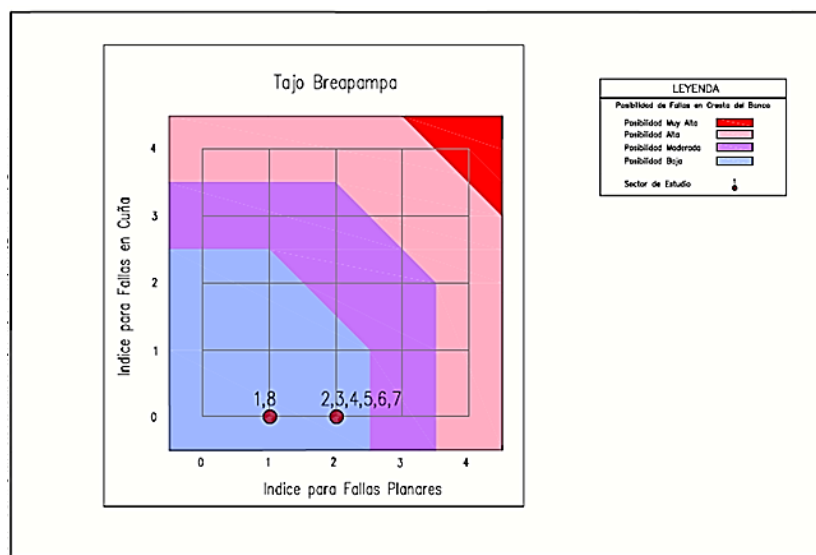


Figura 5.3 - Puntajes por Sectores para Fallas Planares y en Cuña.

Fuente: Vector – Perú 2007

Ancho Mínimo de Banquetas de Seguridad

El ancho mínimo de la banqueta de seguridad para una altura de banco dada ha sido generalmente determinada mediante el uso de la ecuación de Ritchie, la cual se define como:

$$W = 0.2 (H) + 4.6$$

Dónde:

W: Ancho Mínimo de banqueta de seguridad.

H: Altura de Banco.

Sin embargo, para alturas de banco relativamente bajas, esta fórmula puede ser muy conservadora. Para este proyecto se usó una versión modificada no-lineal de esta ecuación, la cual requiere banquetas de seguridad de menor ancho en bancos con menos de 20 metros de altura y banquetas de seguridad de anchos similares para bancos con más de 20 metros de altura. Con este cambio se obtiene un ancho mínimo de banqueta de seguridad de 4.0 m para bancos simples (6 metros de altura), 6.0 metros para bancos dobles (12 m de altura), y 7.7 para bancos triples (18 m de altura). En la Figura 5.4 se puede observar la curva usada para la determinación de los anchos mínimos.

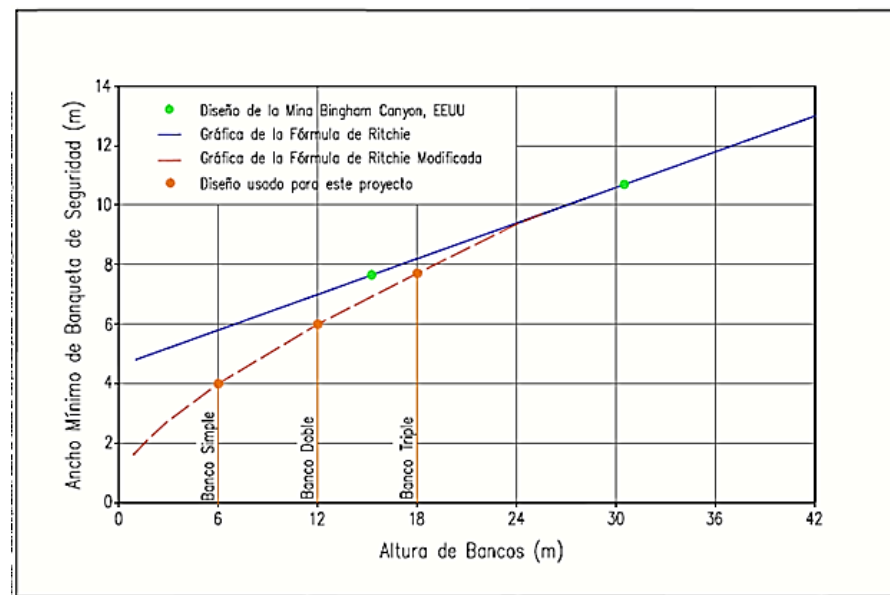


Figura 5.4 - Ancho mínimo de banqueta de seguridad vs altura de bancos.

Fuente: Vector – Perú 2007

El diseño del minado de bancos está determinado por la altura del banco, el ancho mínimo de banquetas de seguridad y el ángulo de la cara del banco. Para este estudio, dicho ángulo ha sido determinado mediante la combinación de las puntuaciones por sector para las fallas en la cresta de los bancos y el criterio ingenieril.

5.3 Diseño Genérico de Bancos Simples, Dobles y Triples

Dado que, en todos los sectores analizados la posibilidad de falla del talud del banco es baja, se estimó una distancia horizontal de falla desde la cresta del talud del banco de 0.5m en base a la información estadística de separación y persistencia de las familias de discontinuidades, lo que definió finalmente la inclinación del talud de banco y del talud interrampa, para el caso de bancos

simples, dobles y triples, como se ilustra en las Figs. 5.5, 5.6, 5.7 respectivamente. La tabla 5.6 resume las características del diseño.

Tabla 5.6 - Diseño genérico de Bancos de Seguridad

Config. De Banco	Altura	Posibilidad de Falla	Ancho Mínimo de Banqueta de	Falla en Cresta de Banco (m)	Ángulo de Cara del Banco (°)	Ángulo Interrampa (°)
Simple - Figura 5.5	6	Baja	4	0.5	61.2	39.4
Doble - Figura 5.6	12	Baja	6	0.5	65.9	46.6
Triple - Figura 5.7	18	Baja	7.7	0.5	66.1	48.9

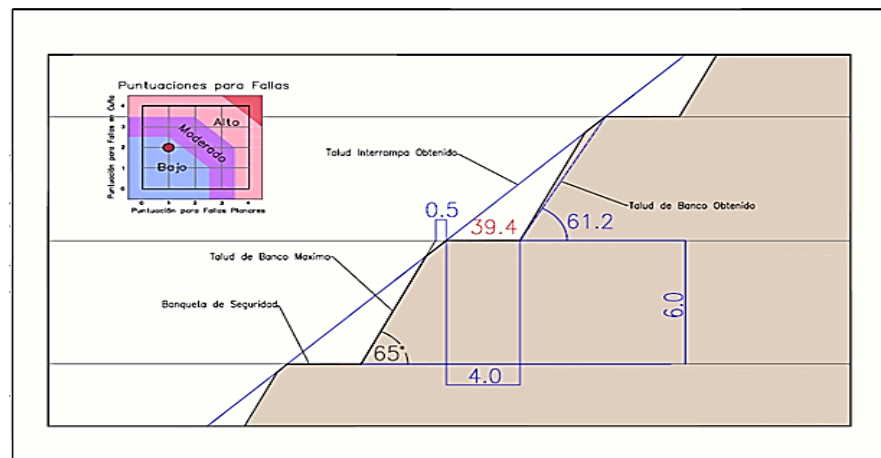


Figura 5.5 - Diseño de bancos simple - Falla de cresta estimada.

Fuente: Vector – Perú 2007

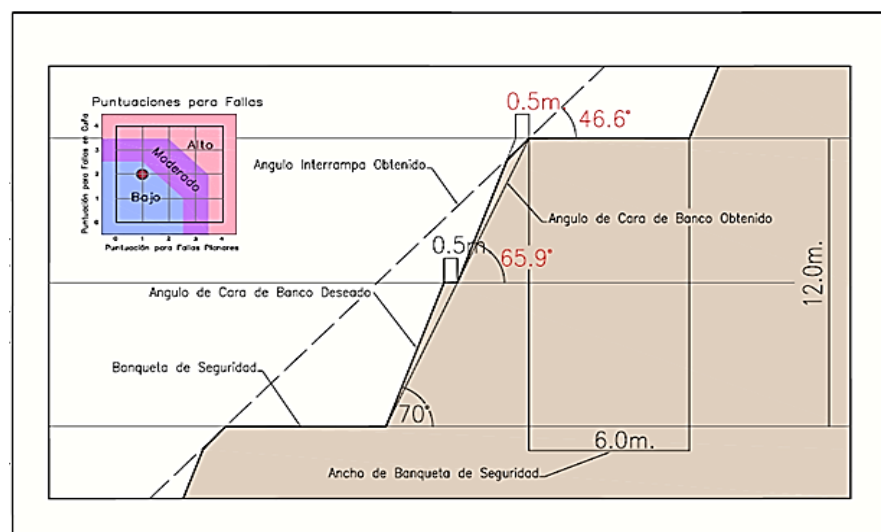


Figura 5.6 - Diseño de bancos dobles - Falla de cresta estimada.

Fuente: Vector – Perú 2007

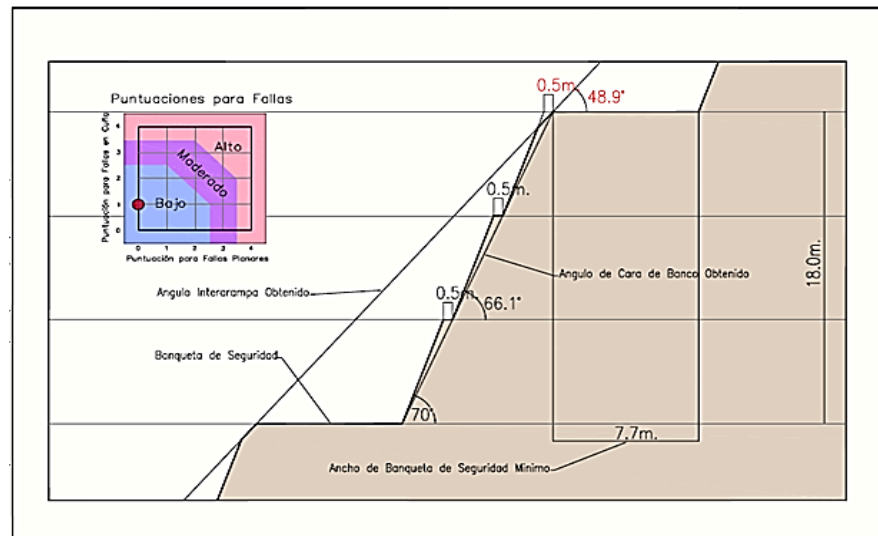


Figura 5.7 - Diseño de bancos triples - Falla de cresta estimada.

Fuente: Vector – Perú 2007

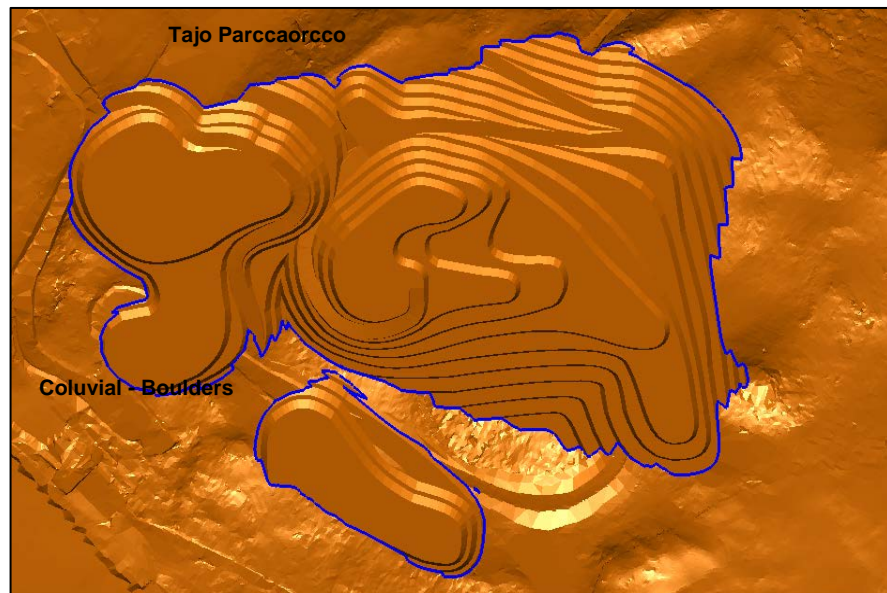


Figura 5.8 - Vista Isométrica del Diseño del Tajo

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

CAPÍTULO VI

OPTIMIZACIÓN DEL TAJO

La optimización del tajo fue realizada por el área de Planeamiento de la Unidad utilizando el software Minesight basado en el algoritmo de Lerch y Grossman. Los conos fueron corridos sólo dándole valor al material considerado como óxido. La información de los costos de mina y de planta de procesos, fueron tomados del presupuesto aprobado de la unidad.

La información necesaria para la optimización fue proporcionada por el área de Geología de la Unidad, que tomo como base los datos de los programas de sondajes realizados por Newmont en el año 2005 y por Buenaventura en los años 2007 y 2012. Esta información geológica incluye principalmente modelos de bloques de los recursos geológicos limitados en función a los dominios de alteración sílice masiva, sílice vuggy, argilico avanzado, argílico y a un quinto dominio que fue considerado la nueva zona Coluvial Parccaorcco.

Los modelos de bloques tridimensional están basados en celdas o cubos patrón de dimensiones 5m x 5m x 6m y contienen información codificada tal como: datos de leyes de oro y plata (estimados utilizando el método del Kriging Ordinario), densidades, alteraciones, tipo de recursos, etc. El modelo económico se generó en función a los recursos categorizados como Medidos e Indicados.

6.1 Reservas Tajo

Los parámetros utilizados para el diseño del cono base para el tajo final se detallan en la siguiente tabla 6.1.

Tabla 6.1 - Parámetros utilizados para la generación del Cono Óptimo

DETALLE	UNIDAD	CANTIDAD
Costo de Operación Mina	\$/Ton Mineral	4.506
Costo de Operación Mina	\$/Ton Desmante	4.026
Costo de Planta de Procesos	\$/Ton Mineral	2.81
Recuperación Metalúrgica del Oro	%	65
Recuperación Metalúrgica de la Plata	%	10
Precio Base por Onza de Oro	\$/Oz	1200
Precio Base por Onza de Plata	\$/Oz	20
Cutoff Económico (*)	\$/Ton	-4.026
Ángulo general de Talud Interrampa	°	20-47

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

(*) Valor mínimo para considerarse como mineral expresado en \$/Ton, cuya fórmula, que considera las leyes de oro y plata, es la siguiente:

$$VALPT = \frac{LeyAu \times PAu}{Factor \times RAu \times 100} + \frac{LeyAg \times PAg}{Factor \times RAg \times 100} - CT$$

Dónde:

VALPT: Valor por Tonelada en \$/Ton.

PAu: Precio base por Onza de Oro

PAg: Precio base por Onza de Plata

Factor: 1 onza en gramos, equivalente a 31.1035

Rec Au: Recuperación Metalúrgica del Oro

Rec Ag: Recuperación Metalúrgica de la Plata

CT: Costo total por tonelada de mineral

La densidad está definida en función a los dominios geológicos, tanto para el mineral como para el desmonte, según la siguiente tabla 6.2.

Tabla 6.2 - Densidades por Dominio Geológico

DOMINIO	DENSIDAD
Silice Vuggy	2.17
Silice Masiva	2.3
Argílica Avanzada	2.27
Argílica	1.85
Coluvial Parccaorcco	2.17

Fuente: Vector – Perú 2007

Los ángulos de talud interrampa (IRA), han sido tomados según la Tabla 6.3, que está considerando las recomendaciones geotécnicas del Informe de Estabilidad de Taludes realizado por Vector Perú SAC. Tabla 6.3.

Tabla 6.3 - Ángulos de Talud Interrampa – Proyecto Breapampa

Azimuth (°)	Máximo ángulo Interrampa (°)	Observaciones
0	47	Banco Doble
30	47	Banco Doble
60	47	Banco Doble
90	27	Banco Simple
120	47	Banco Doble
150	20	Banco Simple
180	20	Banco Simple
210	29	Banco Simple
240	47	Banco Doble
270	47	Banco Doble
300	47	Banco Doble
330	49	Banco Doble

Fuente: Vector – Perú 2007

CAPÍTULO VII

DISEÑO DE TAJO

El diseño del tajo final, actualizado desde el 2013, se basa en un cono de 1200 \$/Oz de oro y 20 \$/Oz de plata. Las características del diseño actualizado hacen que el ratio desmonte/mineral varíe desde 0.28 hasta 0.68 en toda la vida de la mina restante.

El tajo principal del cerro Parccaorcco tiene dimensiones de 320 m x 360 m, (11.5 Ha aproximadamente), 2 zonas de salidas por la rampa de mineral y la rampa de desmonte, las cuales tienen 35m y 55m de profundidad hasta su salida a superficie en las Cotas 3704 y 3724 msnm respectivamente. Estas 2 rampas tienen 12 metros de ancho (10m de vía, 1m de berma de vía y 1m de cuneta), y una pendiente de rampa de 10%.

En la zona del Coluvial Parccaorcco se cuenta con 02 tajos pequeños de dimensiones 160 m x 80 m al Oeste y 150 m x 50 m al Sur, tajos que tienen 18m y 24m de profundidad.

En los diseños de estos tajos se tomó en cuenta las consideraciones geotécnicas establecidas por el Estudio de Estabilidad de Taludes realizado por Vector Perú SAC.

Los parámetros utilizados se muestran a continuación en la tabla 7.1:

Tabla 7.1 - Parámetros Geométricos del Diseño de Tajo

Geometría del Diseño del Tajo	
Ancho de Rampas	12
Pendiente de Rampas	10%
Altura de Banco	6m
Ángulo de Talud de Banco	60° - 65°
Ancho de Berma	5.8m - 13.2m
Ángulo Interrampa	49° - 20°

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Los accesos mediante rampas fueron diseñados considerando a las salidas del Tajo con las menores distancias hacia el botadero para el desmonte y hacia la chancadora para el mineral, manteniendo los ángulos talud propuestos en el Estudio de Estabilidad de Taludes. Se ha evitado en el diseño la ubicación de alguna de las rampas dentro del material considerado argílico, ubicado entre la zona SSW y SSE así como la zona Este donde los ángulos recomendados de talud interrampa varían entre 20° y 29° para así evitar el incremento de material de desmonte. En las zonas restantes presenta mayor estabilidad debido a la presencia de alteración favorable (Sílice vuggy y masiva) por lo que en estas zonas se diseñó el Tajo considerando el ángulo de talud interrampa recomendado de 47° a 49°. Fig. 7.1.

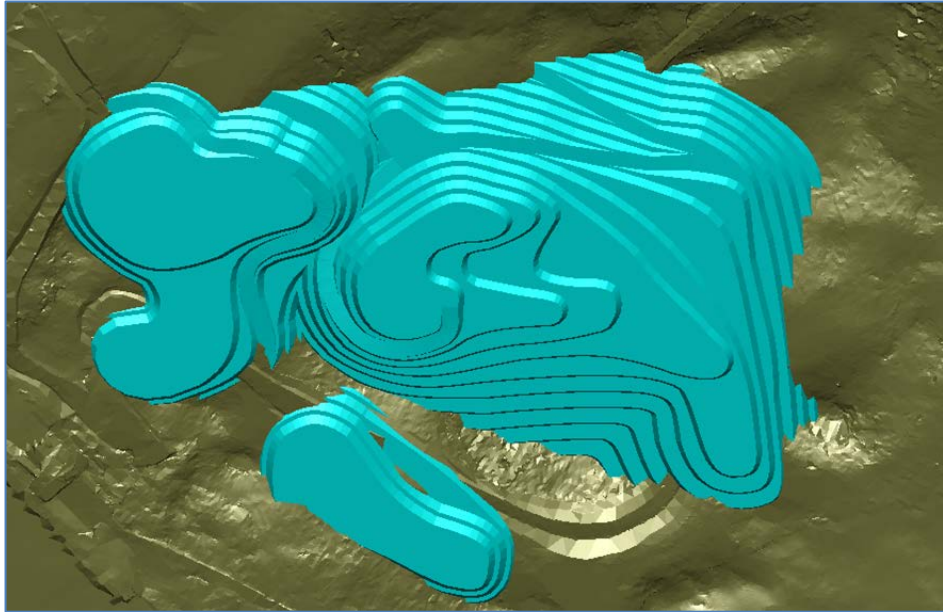


Figura 7.1 – Vista del Diseño del Tajo final

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

CAPÍTULO VIII

PLAN DE MINADO

8.1 Introducción

Se han realizado los Programas de Producción mensuales, dentro del diseño del tajo final, desde el 2013 para toda la vida de la mina restante estimado hasta febrero del 2015.

Los ritmos de producción de mineral varían de 5,000 a 8,000 toneladas por día. Estos ritmos de producción han sido calculados en base al rendimiento actual de la flota de minado y de los equipos de chancado.

La producción de finos de Au alcanza un total de 180,480 Oz Au y 3, 558,265 Oz Ag puestas en pad a partir de julio del 2013 hasta febrero del 2015.

Esta producción considera los tiempos de regado en el pad de lixiviación y las recuperaciones metalúrgicas de 65% y 10% para el oro y la plata, respectivamente.

8.2 Desarrollo de Mina

El desarrollo de mina o pre-minado consistirá en preparar la infraestructura de la mina para inicio de producción. Concluida la preparación de la pila de lixiviación o pad, se iniciará el proceso con el cargado del pad con el mineral que provenga del minado. El acceso inicial para los bancos superiores será construido conservando el ancho de vía necesario para la operación con volquetes de 15 m³ y equipo de pesado.

Teniendo en cuenta la topografía del terreno, el acceso a los bancos superiores no requerirá mayor desarrollo. Este acceso sólo permitirá la entrada a los bancos superiores.

Paralelamente, se desarrollará el acceso externo hacia el pad y depósito de desmonte y demás vías de servicio de mina. Este acceso será realizado en corte y relleno en lo posible, debiendo evitar el transporte de material de préstamo para su ejecución. Este acceso tiene una distancia aproximada de 850 m hasta el pie de la plataforma de lixiviación.

Se procederá a preparar las plataformas iniciales con tractor de orugas y perforaciones con las perforadoras montadas sobre orugas. El material roto se cargará con excavadoras a camiones con capacidad de tolva de 20 m³. El material estéril se llevará al depósito de desmonte.

Además se tiene previsto la construcción de Canales de Coronación alrededor del Tajo final.

Esta construcción debe tener en cuenta la vida de la mina además de aspectos de reclamación de mina.

8.3 Operaciones Mina

8.3.1 Equipo de Mina

En las operaciones del Proyecto Breapampa se utiliza una combinación de equipo camión convencional y excavador para las operaciones a realizar en el área del tajo, Los ritmos de producción de mineral varían de 5,000 a 8,000 toneladas por día para el 2013; y de 7,700 a 8,800 toneladas por día para el 2014. Tabla 8.1.

La flota de equipos es la siguiente:

Tabla 8.1- Relación de Equipos en Breapampa

DESCRIPCIÓN	MODELO	MARCA	CANTIDAD
Excavadora	PC600	KOMATSU	1
Perforadora	D245S	SANDVICK	1
Tractor	D155	KOMATSU	2
Tractor	D65EX-15	KOMATSU	1
Cargador Frontal	WA470	KOMATSU	2
Retroexcavadora	426C	CAT	1
Motoniveladora	GD655-3E0	KOMATSU	1
Rodillo Bomag	BW211D-40	KOMATSU	1
Cisterna 4000 gln agua	NL-10 6x4	VOLVO	1
Camabaja	-	-	1
Volquete 20m3	FM 8x4	VOLVO	13
Volquete 15m3	-	VOLVO	1
Cisterna 4000 gln combustible			1

Fuente: Operaciones Mina Breapampa - CMBSAA

8.3.2 Carguío

Las excavadoras hidráulicas PC-600 y la excavadora CAT-330 serán utilizadas en la explotación del depósito Breapampa.

Los equipos han sido calculados considerando un sistema acumulativo de trabajo de 02 guardias diarias. La productividad de los equipos de carguío propuesto en un tiempo de trabajo efectivo promedio de 10 hrs. por guardia ha sido estimada en 450 a 500 tm/hr con un eficiencia de operación de 77%.

También se usará un cargador frontal para el minado del tajo Breapampa.

8.3.3 Acarreo

El acarreo de material mineral y desmonte será realizado con equipo convencional de volquetes de 20 m³ de Tajo hacia el botadero y pad de lixiviación ubicados aproximadamente a 0.8 – 1.5 Km de distancia

8.3.4 Perforación y Voladura

Una malla triangular ha sido diseñada para cumplir con los requerimientos de granulometría de mineral en el pad de lixiviación. Las dimensiones serán 4.00m x 4.62m (burden x espaciamiento) aprox. en una altura de banco de 6m y una sobre perforación de 0.5m. Cada taladro proveerá una cantidad de 266 toneladas. El diámetro de la perforación será 6 3/4 pulgadas y será realizada con una máquina de perforación rotativa similar a DM-45E.

Hasta el momento solo se ha usado una perforadora DM-45E para cumplir con los requerimientos de mineral y desmonte de mina.

El explosivo ANFO propuesto por no contar con información disponible de presencia de agua.

En el caso de presencia de agua emulsión deberá ser utilizada en una proporción de 50/50 y el factor de potencia estimado es de 0.27 kg/tm. Los taladros de producción serán cargados con booster de 1 libra. Para evitar impacto de sonido se deberá realizar la voladura con línea silenciosa (similar a Fanel LSEF). La dimensión del taco deberá ser de 3.5m y la altura de carga de 3.5m lo cual implica una carga de 73 kg de explosivo por taladro.

8.3.5 Equipos Auxiliares

Una flota de equipos auxiliares será asignada al minado. Ello incluye un camión cisterna de 6,000 galones, un camión cisterna de combustible, una motoniveladora CAT 140 H y 01 tractores de orugas similares a CAT D6R, un cargador frontal similar a CAT 966F.

Las vías de acarreo (haul roads) serán construidos usando desmonte de voladura. El mantenimiento de vía será llevado por el equipo auxiliar.

8.3.6 Drenaje de Mina

Un sistema de captación de agua-sumidero en la base los bancos inferiores y a través de la rampa será instalada para remover agua residual proveniente de lluvias que no haya sido capturada por los canales de coronación del tajo. Se construirá cunetas para la captación de aguas y estas estarán dirigidas a pozas de donde se bombearán para estas aguas ser tratadas.

8.4 Minado

Después de que se completó la construcción de los accesos, haul road, pre stripping, durante 3 meses aproximadamente, el mineral será apilado en el ritmo de extracción propuesta. Los primeros bancos presentan una cobertura de desmonte por lo que será necesario trabajos de pre stripping previos. La flota de carguío y acarreo constituida por camiones convencionales de 20 m³ y excavadoras las cuales podrían obtener niveles de producción mayores al ritmo propuesto. El uso de equipo disminuye en los últimos meses de explotación.

El promedio de stripping ratio varía desde 0.2 a 0.6 durante la vida de la mina

8.5 Chancado y Clasificación

El programa de operación será de 18 horas por día, el ratio de chancado será de 5,000 a 8,000 Tm/día. El mineral tiene un Work Index de 15 Kw/hr/t.

El mineral suministrado por la mina (ROM), se descargará en una tolva de gruesos de 1,250 Tm de capacidad; el mineral proveniente de dicha tolva, alimentará a un Apron Feeder (54''x20') el cual mediante fajas transportadoras alimentará a un grizzly vibratorio (M3015 o equivalente).

En la faja transportadora que alimentará al grizzly vibratorio se tendrá un electroimán colgante para retirar los residuos metálicos que contenga el mineral de mina (ROM). El oversize del grizzly (+100 mm) será el alimento al chancado primario (chancadora de quijadas 42'x55', setting: 100 mm) y el producto de esta se juntará con el undersize del grizzly (-100 mm) y por medio de fajas será transportado al chancado secundario, que trabajará en circuito abierto

(chancadora cónica HP 400 o equivalente, setting: 50 mm) donde se espera obtener un producto con un p80 entre 40 y 50 mm. En la faja que alimenta al chancado secundario se instalará un detector de metales el cual deberá estar enlazado con las fajas para poder detenerlas en caso se detecte algún material metálico que pueda dañar a la chancadora y en la faja transportadora que alimentara al stock pile se colocará una balanza tipo faja para contabilizar la producción diaria del sistema de chancado.

El mineral chancado será almacenado en un stock pile con la ayuda de un stacker, para luego ser llevado a la pila de lixiviación.

Se contará con un colector y extractor de polvo centralizado, el cual por medio de ductos coleccionará el polvo generado.

8.6 Lixiviación

La lixiviación comprende desde el carguío de mineral a la plataforma de lixiviación, instalación del sistema de riego, lixiviación del mineral y manejo de soluciones, bombeo de solución lixivante, colección de solución rica (pregnant), y bombeo de solución rica de la poza PLS al tanque de solución no clarificada.

8.6.1 Carguío de Mineral a la plataforma de lixiviación

El mineral procedente del stock pile de chancado, con un rango de tamaño de partícula entre 4 y 1 ½ pulg será transportado hacia las áreas del pad de lixiviación. El pad antes del inicio del apilamiento de mineral será impermeabilizado con el uso de geomembranas y dotado de tuberías corrugadas y perforadas en líneas principales y secundarias para la colección de soluciones enriquecidas de oro y plata, este sistema estarán cubiertos por material de sobre

revestimiento(overliner) constituido por mineral seleccionado que deberán tener alta permeabilidad y cumplir con ciertas especificaciones de granulometría, para evitar que la geomembrana sufra algún deterioro al momento de descargar el mineral en el pad.

El mineral será descargado en el pad de manera ordenada. Se iniciará con la preparación de una rampa de acceso (si no hubiera) y se apilará el mineral hasta que el nivel de éste alcance una altura de capa típica de 8 m., a cada nivel y en la falda que se va formando por la descarga de los volquetes se agregará cal en forma sólida (en polvo) con la ayuda de un cargador frontal, con una dosis promedio de 2.1 Kg/TM de mineral.

Al descargar el volquete deja montículos altos con mineral que será empujado al borde de la pila en construcción mediante el uso de un cargador frontal o un tractor de orugas dejando nivelado el mineral a la cota de diseño y controlado topográficamente, terminado este primer nivel se realizará la remoción de toda el área superior de la pila usando un tractor de orugas o excavadora con la finalidad de eliminar el mineral compactado producto del tránsito de volquetes y equipos sobre la plataforma superior de la celda durante su apilamiento, luego se inicia el llenado del segundo nivel hasta alcanzar una altura de capa típica de 8 m tomando las consideraciones que se ha tenido en el llenado de la primera capa, quedando de esta manera lista una celda con una altura de capa típica de lixiviación de 16 m.

De similar forma se construirán las otras celdas o módulos de lixiviación en las diferentes áreas del pad así como en diferentes niveles según

su crecimiento. El objetivo de cargar el mineral en dos capas típicas de 8 metros cada una es para asegurar la percolabilidad de la solución a través del mineral.

No será necesario el apilado de todo el pad para iniciar la lixiviación, el plan de extracción metalúrgica determinará un volumen de apilado, el mismo que ocupará un área al que se le denomina celda o módulo de lixiviación.

La construcción de los módulos de riego será responsabilidad del Área de Mina hasta dejar el mineral nivelado y riplado, excepto la dosificación de cal que será responsabilidad del Área de Planta así como también del tendido del sistema de riego hacia adelante.

8.6.2 Lixiviación del Mineral y Manejo de Soluciones

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico de extracción sólido líquido por disolución.

Consiste en hacer pasar una solución diluida de cianuro de sodio (NaCN) a través de la pila de mineral para que el cianuro pueda disolver las partículas de oro y plata contenidas, a fin de obtener una solución rica que será almacenada en la poza respectiva.

Para la capacidad instalada (10,000 TPD) de mineral, Para el inicio del procesamiento metalúrgico con 10,000 TMPD de mineral, la planta constará de dos circuitos de adsorción, el caudal de flujo de diseño de solución lixivante para el primer circuito será de 387 m³/h y de operación será de 351 m³/h. Los dos circuitos tendrán un flujo de diseño de 773.4 m³/h y de operación de 703 m³/h.

Estos cálculos están basados de acuerdo a los niveles de riego del mineral y al tiempo de lixiviación.

La percolación de la solución lixivante se producirá a través del lecho del mineral por efecto de la gravedad. En el momento de la máxima saturación del mineral por efecto del riego, éste permitirá el drenaje de la pila con afloramiento de soluciones cargadas en oro y plata que serán conducidas a la poza de solución rica (PLS).

8.6.3 Bombeo de la Solución Lixivante

La solución de lixiviación a un pH de 10.5 a 11 y fuerza de cianuro controlada en 150 ppm, será bombeada desde el tanque Barren de 95 m³ de capacidad hacia las pilas, usando 02 bombas de turbina vertical que trabajarán en paralelo, más una bomba en stand by. Los motores de estas bombas trabajarán con variador de velocidad, a fin de dar flexibilidad a la operación.

El líquido elemento que requiera el proceso será compensado con agua industrial, principalmente, y/o con solución que pudiera existir en la poza de mayores eventos. Para este último caso, se ha considerado la instalación de una bomba sumergible de 60 m³/h con su respectiva línea de flujo.

8.6.4 Colección de Solución (PREGNANT)

El piso de la pila es inclinada de modo que toda la solución drenará hacia un punto de salida.

La solución lixivante al percolar a través de la pila de mineral se va cargando de valores metálicos cuyas soluciones son las denominadas soluciones ricas (pregnant). Estas soluciones ricas serán colectadas a través de tuberías

corrugadas (agujereadas matrices y secundarias) que se encontrarán instaladas en el piso y que por gravedad fluyen hacia el punto de salida.

La solución lixiviada será captada mediante tuberías laterales perforadas de HDPE de pared doble, de 100 mm de diámetro, las cuales conducirán la solución hacia las tuberías principales perforadas de HDPE de pared doble de 200 y 300 mm de diámetro. Las tuberías de conducción principal conducirán la solución hacia la poza de colección de solución.

La solución será conducida desde la poza de colección de solución hasta la poza de procesos (PLS), mediante 2 tuberías sólidas de HDPE SDR 19 de 400 mm instaladas en el canal de conducción de tuberías de solución

8.6.5 Bombeo de Solución Rica (PREGNANT)

La solución rica será bombeada hacia el tanque de solución no clarificada de 90 m³ de capacidad, usando 02 bombas sumergibles que trabajarán en paralelo.

El caudal de diseño de cada una de estas bombas será de 387 m³/h, y con el apoyo de los variadores de velocidad, se ajustará al requerimiento de la operación de acuerdo a la producción de solución rica. En el lado de la succión de cada bomba se agregará el anti-incrustante por medio de una bomba dosificadora.

8.7 Recuperación con carbón activado

8.7.1 Absorción de columnas de carbón activado

La solución enriquecida pasará a través de los circuitos de adsorción, considerando una configuración horizontal del circuito, con una capacidad de 4

TM de carbón activado cada columna, con la finalidad de que los valores de oro sean adsorbidos. De acuerdo a los criterios de diseño, se ha considerado que el carbón será cargado hasta alcanzar valores alrededor de 2.5 kg de oro por tonelada de carbón antes de pasar al siguiente proceso.

La solución pobre que saldrá de cada circuito de adsorción (solución barren) será conducida a través de una zaranda estacionarias tipo DSM, para la separación de partículas de carbón que podrían ser arrastrados de las columnas de adsorción, luego del cual, la solución caerá al tanque barren.

En este tanque se adicionará el anti-incrustante y cianuro de sodio en solución al 25% para reajustar la fuerza en la solución, y luego será bombeada a las pilas de lixiviación, produciéndose de esta manera el circuito cerrado en forma permanente.

Una vez que cargue el carbón activado de la primera columna, éste se descargará en bombonas y estas bombonas con este carbón activado serán enviados a ANTAPITE, para su posterior desorción y fundición. Tabla 8.2 y Fig. 8.1

Tabla 8.2- Parámetros – Planta de Procesos

PARÁMETROS DE OPERACIÓN - PLANTA 2013		
Área Impermeabilizada Fase I Pad	96,000	m ²
Área de Construcción Fase II Pad	45,000	m ²
Flujo de Solución Rica	600	m ³ / h
Ley Au Solución Rica	0.464	gr Au/m ³
Tiempo de Lixiviación a 67.5%	75	días
Fuerza de Cianuro	100	ppm Cianuro libre
Tasa de Riego	13	Lt/(h*m ²)
pH riego	10.5	
Consumo de Cal	2.5	Kg Cal/TMS
Consumo de Cianuro	0.2	Kg Cianuro/TMS

Fuente: Planta de Procesos Mina Breapampa - CMBSAA

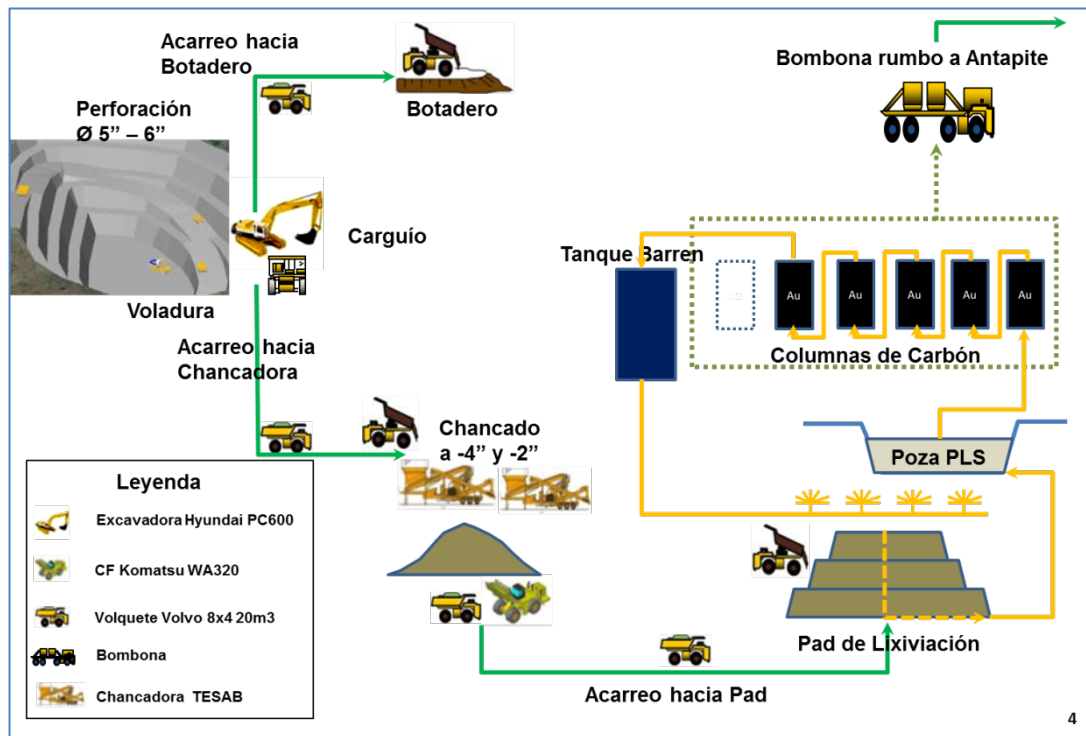


Figura 8.1 – Proceso de Operaciones Mina Breapampa

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

CAPÍTULO IX

COMPARACIÓN PLAN Y RESERVAS JUNIO 2012 VS PLAN Y RESERVAS JUNIO 2013

9.1 Reservas y Plan de Minado en Junio 2012

Este estudio inicial fue realizado por MICSA y luego corroborado por el área de Planeamiento Mina, este proceso permitirá explotar económicamente lo siguiente:

Como se muestra en la tabla 9.1, 9.2, 9.3, 9.4, 9.5 y 9.6. y la Fig. 9.1

Tabla 9.1 - Reservas a Junio - 2012

RESERVAS EN OXIDOS DENTRO DEL DISEÑO DE TAJO				
Toneladas	Ley g Au/ton	Ley g Ag/ton	Oz Au	Oz Ag
5,121,129	1.22	21.52	200,871	3,543,225

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina

Distribuido mensualmente de la siguiente manera:

Tabla 9.2 – Programa de Producción mensual 2012

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
2012	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
Mes	ton	g Au/ton	(Oz Au)*	g Ag/ton	Oz Ag	ton	ton
Julio	141,666	0.82	3,744	19.86	90,452	95,334	237,000
Agosto	140,871	1.11	5,015	21.09	95,510	104,029	244,900
Septiembre	145,263	1.28	5,966	29.84	139,362	99,637	244,900
Octubre	177,273	1.05	5,977	24.68	140,679	59,727	237,000
Noviembre	184,963	1.32	7,860	28.69	170,606	59,937	244,900
Diciembre	138,737	1.35	6,022	28.83	128,601	98,263	237,000
Total 2012	928,773	1.16	34,584	25.63	765,210	516,927	1,445,700

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina

Tabla 9.3 – Programa de Producción mensual 2013

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
2013	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
Mes	ton	g Au/ton	(Oz Au)*	g Ag/ton	Oz Ag	ton	ton
Enero	185,222	1.33	7,925	32.77	195,147	59,678	244,900
Febrero	167,122	1.33	7,153	26.13	140,409	77,778	244,900
Marzo	108,306	1.51	5,257	24.41	85,015	112,894	221,200
Abril	194,796	1.43	8,978	28.82	180,512	50,104	244,900
Mayo	195,717	1.21	7,632	21.33	134,225	41,283	237,000
Junio	161,930	1.32	6,887	19.72	102,677	82,970	244,900
Julio	222,820	1.33	9,493	22.61	161,939	134,180	357,000
Agosto	237,039	1.14	8,655	18.16	138,425	131,861	368,900
Septiembre	247,923	1.29	10,248	20.11	160,273	120,977	368,900
Octubre	263,503	1.22	10,315	18.86	159,789	93,497	357,000
Noviembre	251,376	1.26	10,160	21.80	176,216	117,524	368,900
Diciembre	251,916	1.21	9,798	19.39	157,059	116,984	368,900
Total 2013	2,487,670	1.28	102,501	22.40	1,791,686	1,139,730	3,627,400

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina

Tabla 9.4 - Programa de Producción mensual 2014

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
2014	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
Mes	ton	g Au/ton	(Oz Au)*	g Ag/ton	Oz Ag	ton	ton
Enero	350,251	1.33	14,966	21.06	237,138	123,749	474,000
Febrero	308,462	1.27	12,555	18.87	187,183	181,338	489,800
Marzo	299,036	1.17	11,268	16.82	161,695	190,764	489,800
Abril	245,284	1.52	11,951	21.23	167,449	101,867	347,151
Mayo	233,340	1.23	9,237	15.13	113,516	132,535	365,875
Junio	268,313	0.44	3,809	13.84	119,348	42,383	310,696
Total 2014	1,704,686	1.16	63,786	18.00	986,329	730,253	2,166,626

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina

Tabla 9.5 – Programa de Producción Total

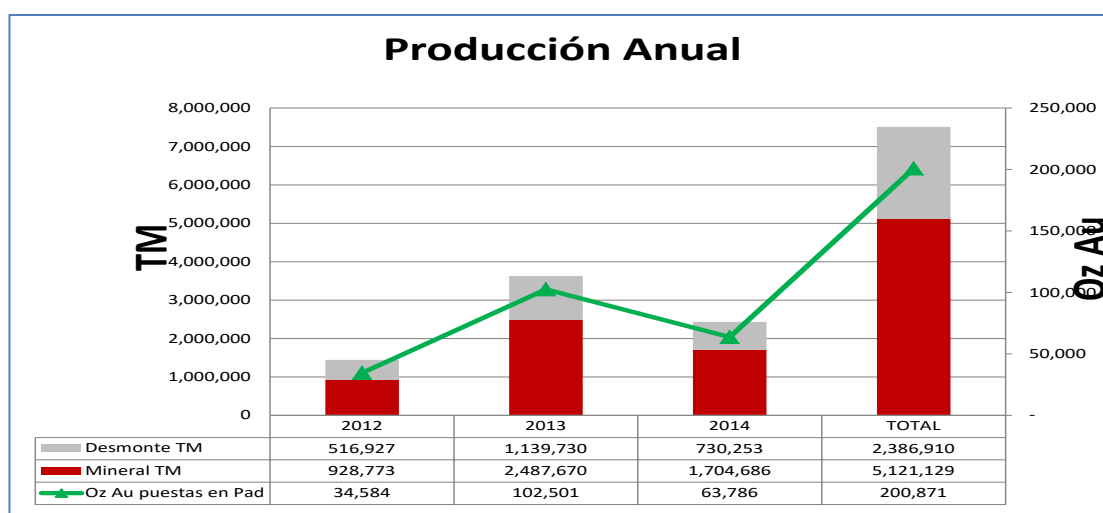
Año	MINERAL					DESMONTE	Total
	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
	TM	g/TM	(Oz Au)*	g/TM	Oz Ag	TM	TM
2012	928,773	1.16	34,584	25.63	765,210	516,927	1,445,700
2013	2,487,670	1.28	102,501	22.40	1,791,686	1,139,730	3,627,400
2014	1,704,686	1.16	63,786	18.00	986,329	730,253	2,166,626
TOTAL	5,121,129	1.22	200,871	21.52	3,543,225	2,386,910	7,239,726

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina

Tabla 9.6 – Descripción de Diseño de Tajo

DESCRIPCIÓN DE DISEÑO DEL TAJO	
Mineral	5,121,129 TM
Desmonte	2,429,293 TM
Ratio	0.47
Onzas Au	200,871 Oz
Profundidad	60m (hasta salida a la superficie)
Largo Tajo	350m
Ancho Tajo	320m

Fuente: MICSA – Consultora/Departamento Planeamiento Mina



Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Figura 9.1 – Producción por Año de Mineral y Desmonte

9.2 Estimación de Tonelajes

Las reservas para el horizonte mineralizado del proyecto Breapampa han sido calculadas en base a diferentes precios del precio del Au como se muestra en la Tabla 9.7. y Figs. 9.2 y 9.3.

9.2.1 Sensibilidad a Diferentes Precios del Au

Tabla 9.7 – Sensibilidad a diferentes precios

Precio Au	Mineral (ton)	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
\$ 600	4,522,079	1.365	22.870	198,455	3,325,026
\$ 800	4,883,438	1.270	21.970	199,377	3,449,423
\$ 900	4,979,938	1.249	21.800	199,976	3,490,368
\$ 1000	5,021,450	1.240	21.640	200,190	3,493,632
\$ 1200	5,121,129	1.220	21.520	200,871	3,543,225
\$ 1500	5,285,824	1.190	21.400	202,232	3,636,782

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa – CMBSA

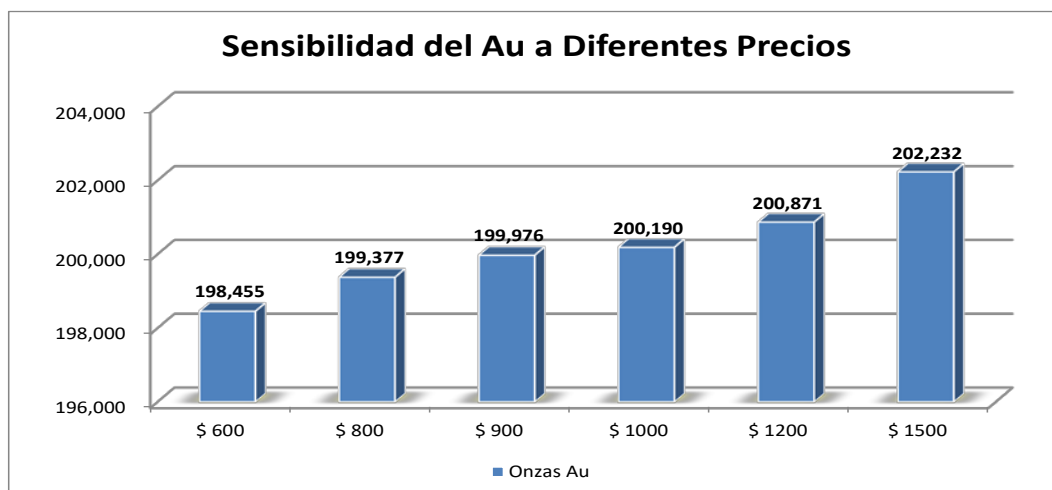


Figura 9.2 – Sensibilidad en Onzas a Diferentes Precios

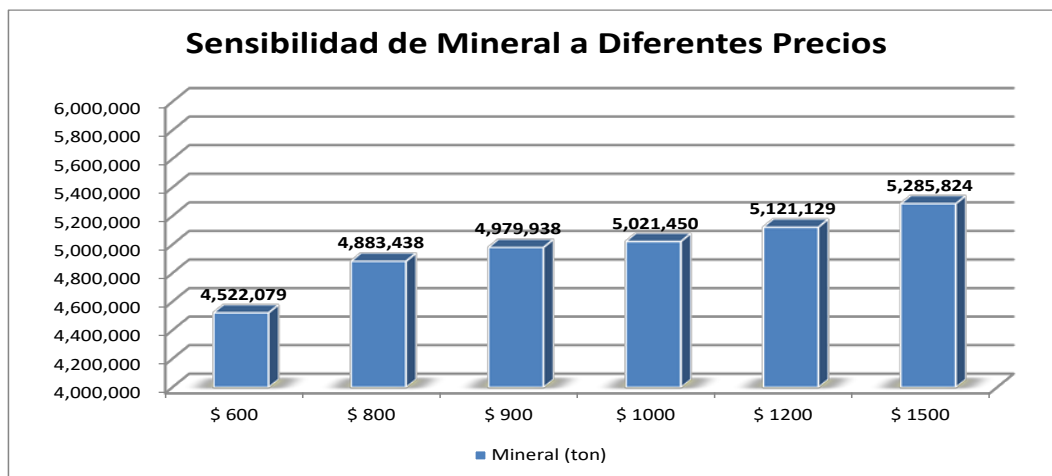


Figura 9.3 – Sensibilidad en Tonelaje a Diferentes Precios

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

9.3 Modelo de Bloques

Se estableció un modelo de bloques tridimensional con dirección N-S. El modelo de bloques se encuentra basado en Celdas Patrón de 5m x 5m x 6m, el tamaño de las celdas se encuentra basado en Celdas Patrón de 5m x 5m x 6m, el tamaño de las celdas se consideraciones operativas de explotación del tajo.

Como se muestra en la Fig. 9.4.

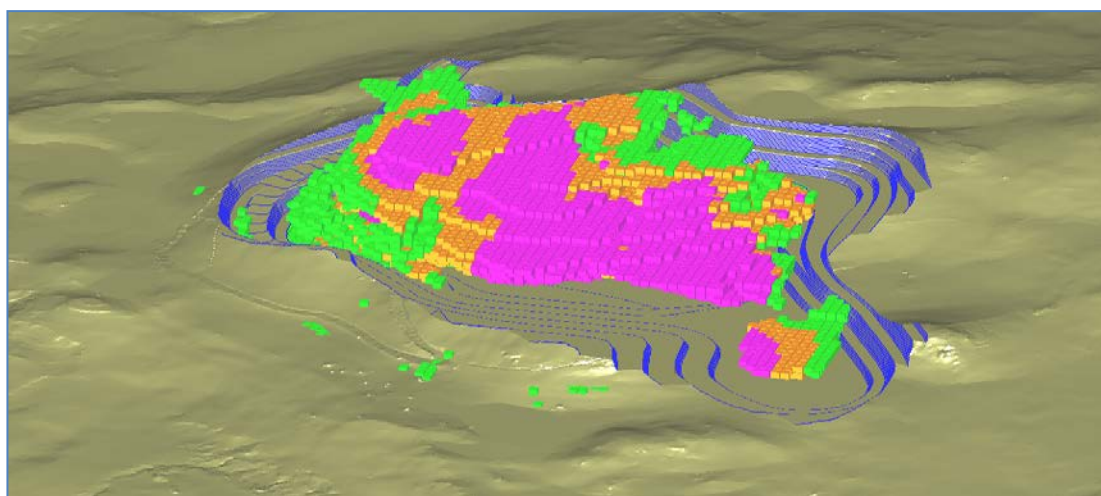


Figura 9.4 – Modelo de bloques – Tajo Parccaorcco – Junio 2012

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

9.4 Estimación de Leyes

Para la estimación de leyes se ha utilizado el método de Kriging Ordinario (OK). La estimación dentro de la envolvente de cada dominio ha sido generada a partir de los compósitos de 6m, los cuales previamente han sido sometidos a un proceso de desaglomeración.

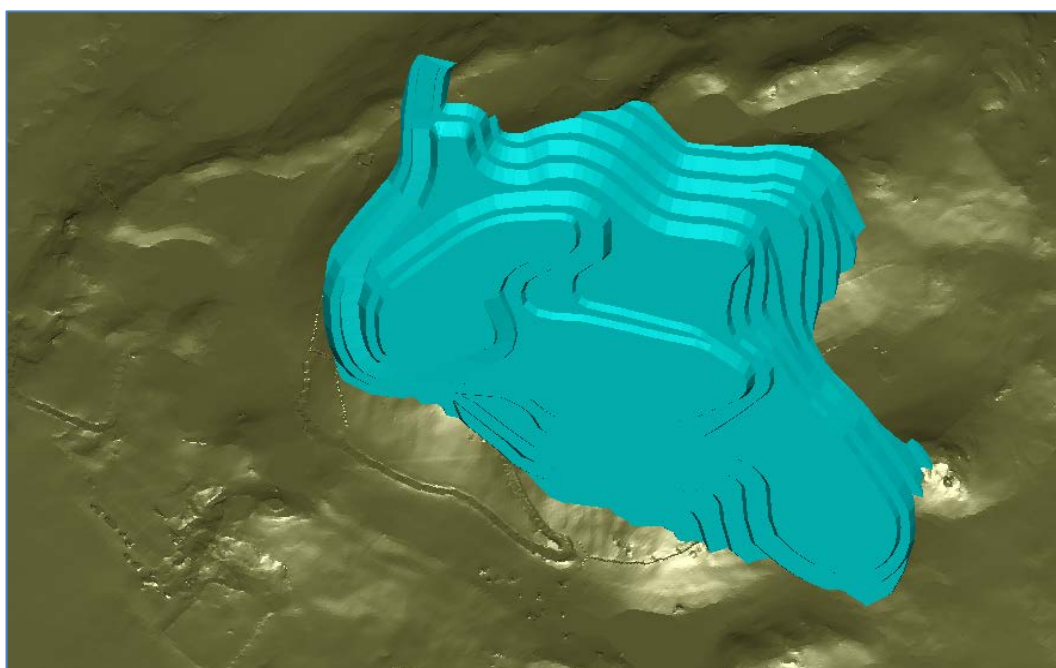


Figura 9.5 – Diseño de Tajo Breapampa a \$1200 Oz Au a Junio 2012

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

9.5 Producción al 30 de Junio 2013, Reservas y Plan de Minado a Junio 2013

9.5.1. Producción a Junio 2013

Se tiene la producción de inicio de mina (Julio 2012) a Junio 2013. Tabla 9.8 y tabla 9.9.

Tabla 9.8 – Producción ejecutada mensual a Junio 2013

YEAR	MONTH	ORE PROY.	ORE PROY. ACTUAL	GRADE Au PROY.	OZ Au PROY.	OZ Au PROY. REC.	OZ Au PROY. REC.	GRADE Ag PROY.	OZ Ag PROY.	OZ Ag PROY. REC.	WASTE PROY.
2012	JUL	19,238	19,238	0.741	459	-	-	17,046	10,543	0	0
	AGO	65,088	84,326	0.818	1,712	-	-	10,601	22,183	0	52,823
	SEP	158,727	243,053	1.085	5,538	-	-	16,775	85,606	0	46,889
	OCT	53,071	296,124	0.848	1,447	-	-	18,452	31,484	0	40,329
	NOV	122,883	419,007	1.115	4,406	2,895	2,895	21,812	86,175	3,198	19,117
	DIC	106,358	525,364	1.509	5,159	5,922	8,817	32,290	110,413	14,014	50,202
2013	ENE	148,983	674,347	3.546	16,985	5,868	14,685	48,109	230,439	25,389	57,327
	FEB	125,957	800,304	1.771	7,172	7,121	21,806	38,123	154,382	20,734	36,986
	MAR	178,184	978,488	1.486	8,513	7,495	29,300	33,733	193,250	35,358	78,068
	ABR	192,778	1,171,266	1.429	8,857	7,566	36,866	25,505	158,079	36,694	82,612
	MAY	162,807	1,334,073	2.312	12,101	5,030	41,897	35,023	183,322	28,043	98,054
	JUN	163,392	1,497,465	2.137	11,227	6,746	48,643	38,024	199,747	23,129	106,288

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Y la producción anual ejecutada como observamos en la tabla 9.9.

Tabla 9.9 – Producción ejecutada anual a Junio 2013

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
	Tonelaje TM	Ley Au g/TM	Finos Au (Oz Au)*	Ley Ag g/TM	Finos Ag Oz Ag	Tonelaje TM	Tonelaje TM
2012	525,364	1.11	18,720	20.51	346,405	209,360	734,724
2013	972,101	2.08	64,854	35.81	1,119,218	459,335	1,431,436
TOTAL	1,497,465	1.74	83,574	30.44	1,465,623	668,695	2,166,160

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

9.5.2. Reservas y Plan de Minado a Junio 2013

Como se muestra en las tablas 9.10 hasta la tabla 9.22 y Fig. 9.6

Tabla 9.10 – Reservas Alteración Argílica

PARCCAORCCO - ALTERACIÓN ARGÍLICA						
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag	
<0.262 (Desmonte)	285,896					
[0.262 - 0.452>	-	-	-	-	-	-
>= 0.452	-	-	-	-	-	-
Total Mineral	-	-	-	-	-	-

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.11 – Reservas Alteración Sílice Masiva

PARCCAORCCO - ALTERACIÓN SÍLICE MASIVA						
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag	
<0.262 (Desmonte)	602,517					
[0.262 - 0.452>	303,199	0.3567	16.8040	3,477	163,807	
>= 0.452	2,614,847	1.5276	26.9651	128,427	2,266,934	
Total Mineral	2,918,047	1.4060	25.9093	131,904	2,430,740	

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.12 – Reservas Alteración Sílice Vuggy

PARCCAORCCO - ALTERACIÓN SÍLICE VUGGY					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	249,370				
[0.262 - 0.452>	129,152	0.3439	14.5270	1,428	60,321
>= 0.452	517,647	1.5815	37.6080	26,320	625,899
Total Mineral	646,799	1.3343	32.9992	27,748	686,220

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.13 – Reservas Alteración Argílica Avanzada

PARCCAORCCO - ALTERACIÓN ARGÍLICA AVANZADA					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	620,100				
[0.262 - 0.452>	247,051	0.3474	12.4440	2,759	98,841
>= 0.452	261,352	1.0329	16.4150	8,679	137,930
Total Mineral	508,403	0.6998	14.4854	11,438	236,771

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.14 – Reservas Total Parccaorcco por Cut Off

TOTAL PARCCAORCCO					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	1,757,883			-	-
[0.262 - 0.452>	679,403	0.3509	14.7857	7,664	322,969
>= 0.452	3,393,846	1.4977	27.7760	163,426	3,030,762
Total Mineral	4,073,249	1.3065	25.6092	171,091	3,353,731

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.15 – Reservas Zona Boulders – Zona Oeste

BOULDERS - ZONA OESTE					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	500,064				
[0.262 - 0.452>	203,585	0.3453	15.1910	2,260	99,431
>= 0.452	202,679	0.9882	15.0980	6,439	98,383
Total Mineral	406,264	0.6660	15.1446	8,700	197,814

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.16 – Reservas Zona Boulders – Zona Sur

BOULDERS - ZONA SUR					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	121,664				
[0.262 - 0.452>	51,043	0.3540	3.5550	581	5,834
>= 0.452	6,636	0.5107	4.1510	109	886
Total Mineral	57,679	0.3720	3.6236	690	6,720

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.17 – Reservas Zona Boulders - Total

TOTAL BOULDERS					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	621,728			-	-
[0.262 - 0.452>	254,628	0.3470	12.8584	2,841	105,265
>= 0.452	209,315	0.9731	14.7509	6,548	99,268
Total Mineral	463,943	0.6295	13.7123	9,389	204,534

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.18 – Reservas Total Breapampa por Cut Off

TOTAL BREAPAMPA					
Cut Off	Tonelaje	Ley Au	Ley Ag	Onzas Au	Onzas Ag
<0.262 (Desmonte)	2,379,611			-	-
[0.262 - 0.452>	934,031	0.2925	2.7190	10,506	428,234
>= 0.452	3,603,161	0.5192	2.7200	169,974	3,130,031
Total Mineral	4,537,192	1.2372	24.3927	180,480	3,558,265

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.19 – Producción Mensual Julio 2013 a Febrero 2015

YEAR	MONTH	ORE PROY.	ORE PROY. ACUM.	GRADE Au PROY.	OZ Au PROY.	GRADE Ag PROY.	OZ Ag PROY.	WASTE PROY.
2013	JUL	209,978	1,707,443	1.420	9,586	28.152	190,055	101,256
	AGO	209,984	1,917,427	1.236	8,344	23.293	157,254	150,653
	SEP	209,990	2,127,417	1.350	9,114	23.311	157,381	108,590
	OCT	209,978	2,337,395	1.136	7,669	28.182	190,254	128,978
	NOV	209,978	2,547,373	1.177	7,945	22.003	148,543	103,187
	DIC	239,976	2,787,349	1.167	9,004	22.020	169,894	109,942
2014	ENE	239,976	3,027,325	1.121	8,648	22.071	170,284	117,351
	FEB	239,991	3,267,316	1.150	8,874	22.057	170,188	150,217
	MAR	239,974	3,507,290	1.160	8,950	22.851	176,303	163,823
	ABR	239,995	3,747,285	1.154	8,905	22.132	170,773	140,833
	MAY	239,974	3,987,259	1.218	9,397	23.293	179,713	123,224
	JUN	239,977	4,227,236	1.218	9,397	23.293	179,716	123,226
	JUL	239,980	4,467,216	1.193	9,208	23.311	179,857	133,351
	AGO	239,975	4,707,191	1.184	9,135	23.318	179,907	137,223
	SEP	239,982	4,947,173	1.347	10,397	28.182	217,440	111,996
	OCT	239,995	5,187,168	1.431	11,040	30.493	235,281	80,717
	NOV	239,998	5,427,166	1.562	12,054	33.421	257,883	115,423
	DIC	239,991	5,667,157	1.059	8,175	17.781	137,198	89,195
2015	ENE	239,991	5,907,148	1.347	10,397	28.182	217,448	89,195
	FEB	127,509	6,034,657	1.034	4,239	17.781	72,894	101,230

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.20 – Producción Planeada 2013 – 2014 - 2015

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
	TM	g/TM	(Oz Au)*	g/TM	Oz Ag	TM	TM
2013	1,289,884	1.25	51,663	24.44	1,013,381	702,606	1,992,490
2014	2,879,808	1.23	114,180	24.35	2,254,543	1,486,579	4,366,387
2015	367,500	1.24	14,636	24.57	290,342	190,425	557,925
TOTAL	4,537,192	1.24	180,480	24.39	3,558,265	2,379,611	6,916,803

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.21 – Producción Mensual Ejecutada y planeada 2012 – 2013 – 2014 - 2015

YEAR	MONTH	ORE PROY.	ORE PROY. ACUM.	GRADE Au PROY.	OZ Au PROY.	GRADE Ag PROY.	OZ Ag PROY.	WASTE PROY.
2012	JUL	19,238	19,238	0.741	459	17.046	10,543	0
	AGO	65,088	84,326	0.818	1,712	10.601	22,183	52,823
	SEP	158,727	243,053	1.085	5,538	16.775	85,606	46,889
	OCT	53,071	296,124	0.848	1,447	18.452	31,484	40,329
	NOV	122,883	419,007	1.115	4,406	21.812	86,175	19,117
	DIC	106,358	525,364	1.509	5,159	32.290	110,413	50,202
2013	ENE	148,983	674,347	3.546	16,985	48.109	230,439	57,327
	FEB	125,957	800,304	1.771	7,172	38.123	154,382	36,986
	MAR	178,184	978,488	1.486	8,513	33.733	193,250	78,068
	ABR	192,778	1,171,266	1.429	8,857	25.505	158,079	82,612
	MAY	162,807	1,334,073	2.312	12,101	35.023	183,322	98,054
	JUN	163,392	1,497,465	2.137	11,227	38.024	199,747	106,288
	JUL	209,978	1,707,443	1.420	9,586	28.152	190,055	101,256
	AGO	209,984	1,917,427	1.236	8,344	23.293	157,254	150,653
	SEP	209,990	2,127,417	1.350	9,114	23.311	157,381	108,590
	OCT	209,978	2,337,395	1.136	7,669	28.182	190,254	128,978
	NOV	209,978	2,547,373	1.177	7,945	22.003	148,543	103,187
	DIC	239,976	2,787,349	1.167	9,004	22.020	169,894	109,942
2014	ENE	239,976	3,027,325	1.121	8,648	22.071	170,284	117,351
	FEB	239,991	3,267,316	1.150	8,874	22.057	170,188	150,217
	MAR	239,974	3,507,290	1.160	8,950	22.851	176,303	163,823
	ABR	239,995	3,747,285	1.154	8,905	22.132	170,773	140,833
	MAY	239,974	3,987,259	1.218	9,397	23.293	179,713	123,224
	JUN	239,977	4,227,236	1.218	9,397	23.293	179,716	123,226
	JUL	239,980	4,467,216	1.193	9,208	23.311	179,857	133,351
	AGO	239,975	4,707,191	1.184	9,135	23.318	179,907	137,223
	SEP	239,982	4,947,173	1.347	10,397	28.182	217,440	111,996
	OCT	239,995	5,187,168	1.431	11,040	30.493	235,281	80,717
	NOV	239,998	5,427,166	1.562	12,054	33.421	257,883	115,423
	DIC	239,991	5,667,157	1.059	8,175	17.781	137,198	89,195
2015	ENE	239,991	5,907,148	1.347	10,397	28.182	217,448	89,195
	FEB	127,509	6,034,657	1.034	4,239	17.781	72,894	101,230

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 9.22 – Producción Anual entre Ejecutada y planeada 2012 – 2013 – 2014 - 2015

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
	TM	g/TM	(Oz Au)*	g/TM	Oz Ag	TM	TM
2012	525,364	1.11	18,720	20.51	346,405	209,360	734,724
2013	2,261,985	1.60	116,518	29.32	2,132,598	1,161,941	3,423,926
2014	2,879,808	1.23	114,180	24.35	2,254,543	1,486,579	4,366,387
2015	367,500	1.24	14,636	24.57	290,342	190,425	557,925
TOTAL	6,034,657	1.36	264,054	25.89	5,023,888	3,048,306	9,082,963

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

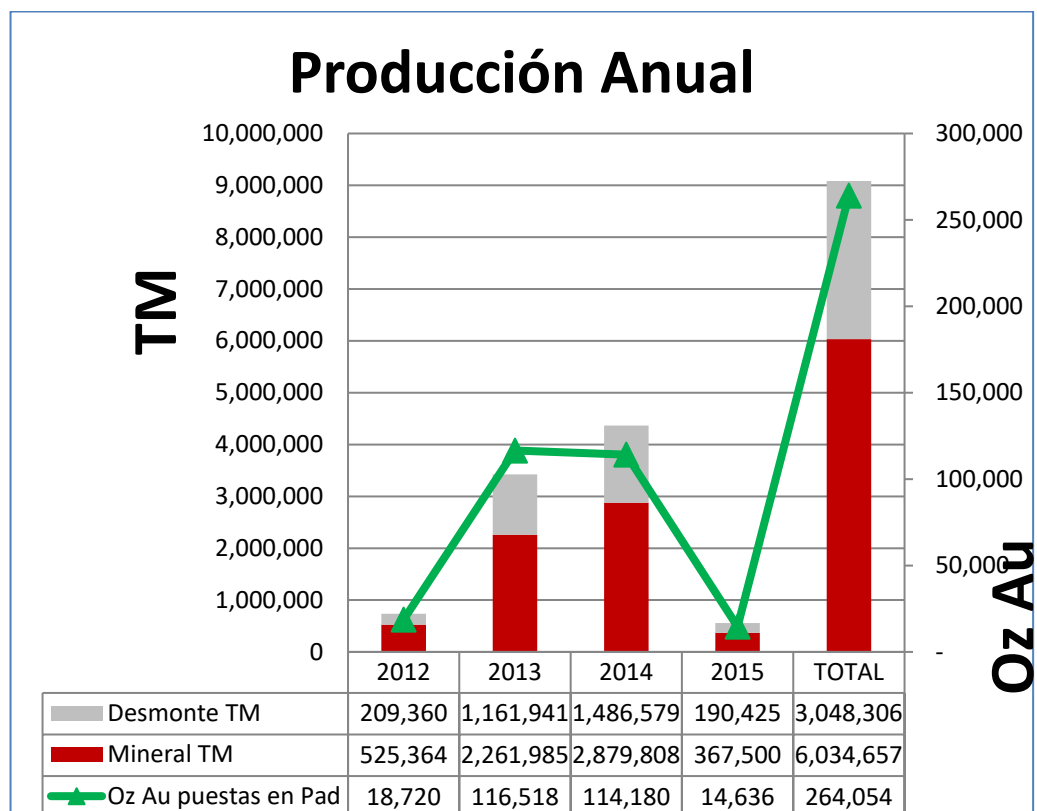


Figura 9.6 – Producción por Año Entre Ejecutada y planeada de Mineral y Desmorte

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Y los parámetros como se muestra en la tabla 9.23

Tabla 9.23 – Parámetros y Descripción de Diseño de Tajo

Reservas	Unidad	Total
Precio Au	\$/oz	1,200
Mineral	ton	6,034,657
Desmorte	ton	3,048,306
Ley Au	g/ton	1.36
Ley Ag	g/ton	25.89
Onzas Au	oz	264,054
Onzas Ag	oz	5,023,888
Ratio	D/M	0.51

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

El diseño como se muestra en la Fig. 9.7

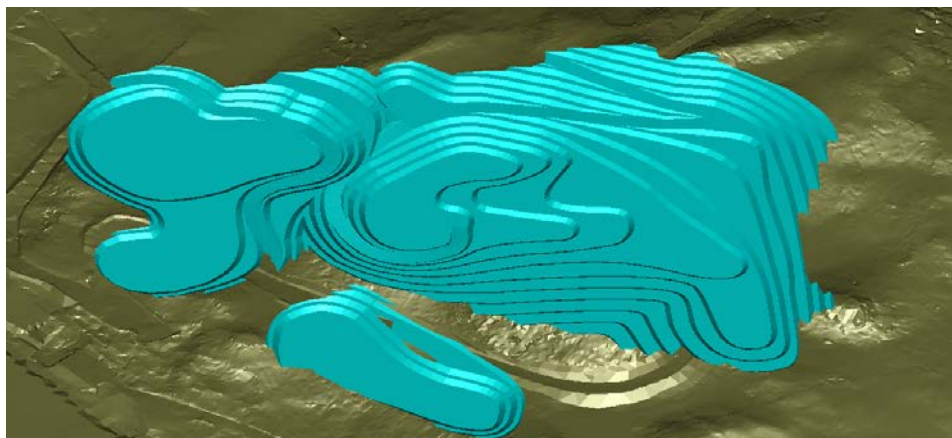


Figura 9.7 – Diseño de Tajo Breapampa a \$1200 Oz Au a Junio 2013

9.5.3 Modelo de Bloques

Se estableció un modelo de bloques tridimensional con dirección N-S. El modelo de bloques se encuentra basado en Celdas Patrón de 5m x 5m x 6m, el tamaño de las celdas se encuentra basado en Celdas Patrón de 5m x 5m x 6m, el tamaño de las celdas se consideraciones operativas de explotación del tajo. Fig. 9.8. Y el límite en la fig. 9.9 y las reservas en la Fig 9.10.

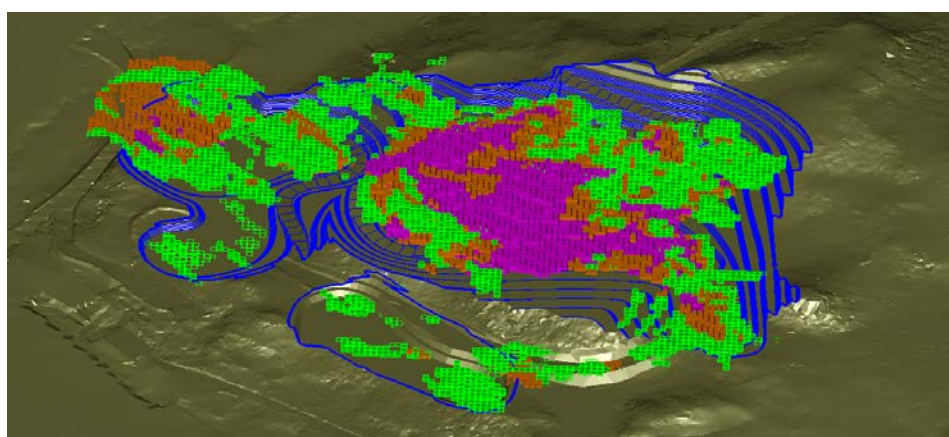


Figura 9.8 – Modelo de Bloques – Tajo Breapampa a Junio 2013

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

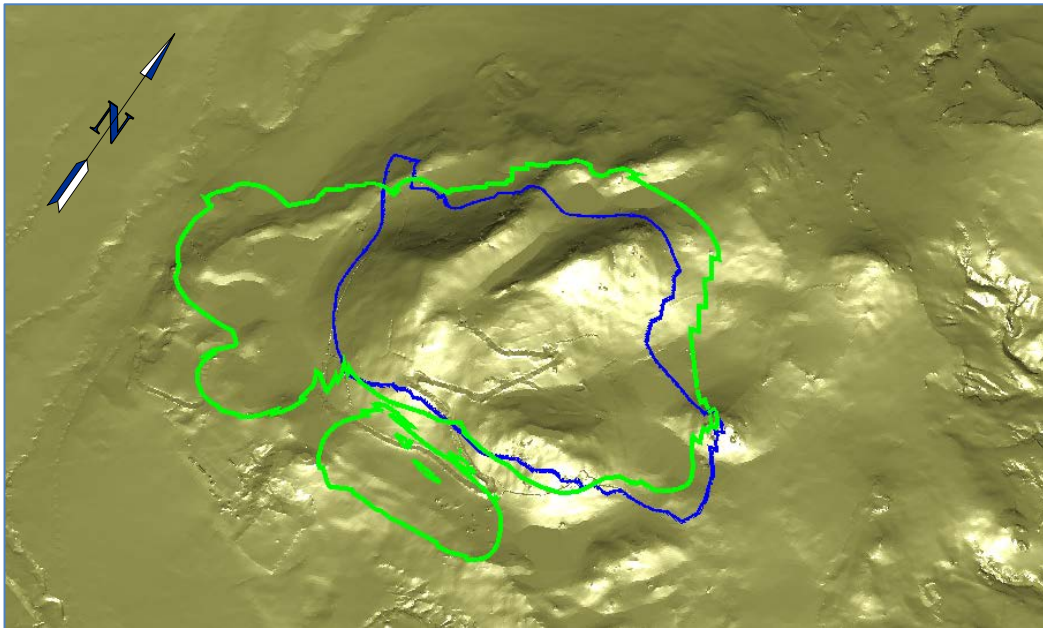


Figura 9.9 – Límite junio 2012 (Azul) vs Límite Junio 2013 (Verde)

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

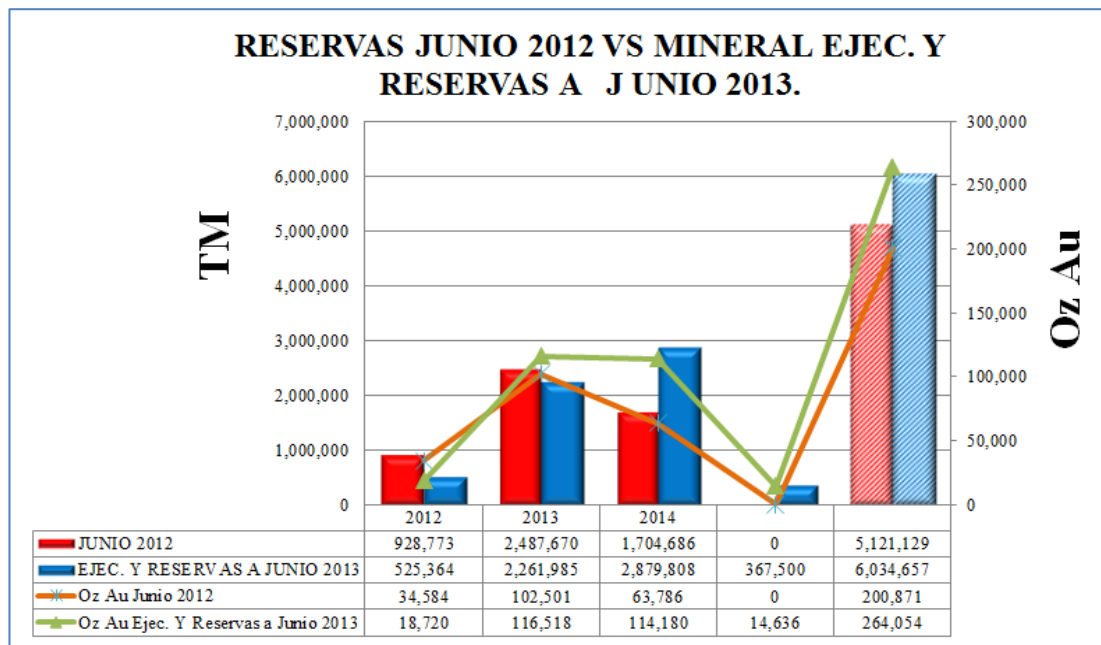


Figura 9.10 – Reservas Junio 2012 vs Mineral Ejec. Y Reservas a Junio 2013

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

CAPÍTULO X

COSTOS BREAPAMPA

10.1 Cash Cost

El cash Cost promedio del 2013 a agosto es \$434.35, esto está muy por debajo de los objetivos trazados a inicios de año que era de \$612. Tabla 10.1 y tabla 10.2.

Tabla 10.1 – Cash Cost Ejecutado a Agosto 2013 y Promedio 2013

		2012	2013								
		DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY (*)	JUN (*)	JUL (*)	AGO (*)	PROM. 2013
En Proceso	Onzas de Oro Puestas en Pad	12,168	11,040	4,661	5,535	5,757	7,865	7,579	6,649	9,711	7,350
Ejecutado	Producción (TMS) Mineral Ejecutado	525	149	126	178	193	163	163	215	223	176
	Onzas puestas en PAD	18,720	16,985	7,171	8,515	8,857	12,101	11,227	9,850	14,386	11,136
	Onzas recuperables	12,168	11,040	4,661	5,355	8,059	7,865	7,579	6,649	9,711	7,615
	Onzas de Oro Producidas	8,817	5,868	7,121	7,495	7,566	5,030	6,746	6,304	6,734	6,608
	Cash Cost (USD/Oz. Au) Ejecutado	1,269.19	413.42	534.13	537.57	446.56	362.40	403.19	422.12	314.9	434.35
Programado	Onzas de Oro Programadas	10,005	4,007	4,520	5,044	5,859	5,379	5,163	5,245	5,320	5,182
	Cash Cost (USD/Oz. Au) Programado	1,451.07	818.05	711.28	624.76	487.67	553.17	604.76	585.76	574.35	600.13

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 10.2 – Cash Cost Ejecutado y Planificado 2013

		2012	2013												
		DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY (*)	JUN (*)	JUL (*)	AGO (*)	SEP (*)	OCT (*)	NOV (*)	DIC (*)	PROM. 2013
En Proceso	Onzas de Oro Puestas en Pad	12,168	11,040	4,661	5,535	5,757	7,865	7,579	6,649	9,711					7,350
Ejecutado	Onzas de Oro Producidas	8,817	5,868	7,121	7,495	7,566	5,030	6,746	6,304	6,734					6,608
	Cash Cost (USD/Oz. Au) Ejecutado	1,269.19	413.42	534.13	537.57	446.56	362.40	403.19	422.12	314.90					434.35
Programado	Onzas de Oro Programadas	10,005	4,007	4,520	5,044	5,859	5,379	5,163	5,245	5,320	5,215	5,201	5,511	5,714	5,182
	Cash Cost (USD/Oz. Au) Programado	1,451.07	818.05	711.28	624.76	487.67	553.17	604.76	585.76	574.35	612.26	604.10	566.74	547.63	600.13

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

10.2 Evolución del cash Cost

En la figura 10.1 se puede apreciar la evolución del Cash Cost durante el año 2013, así como la evolución de las onzas de oro producidas en la Unidad.

En la tabla 10.3 observamos los costos mensuales ejecutados por partida y también se tiene el cash cost ejecutado.

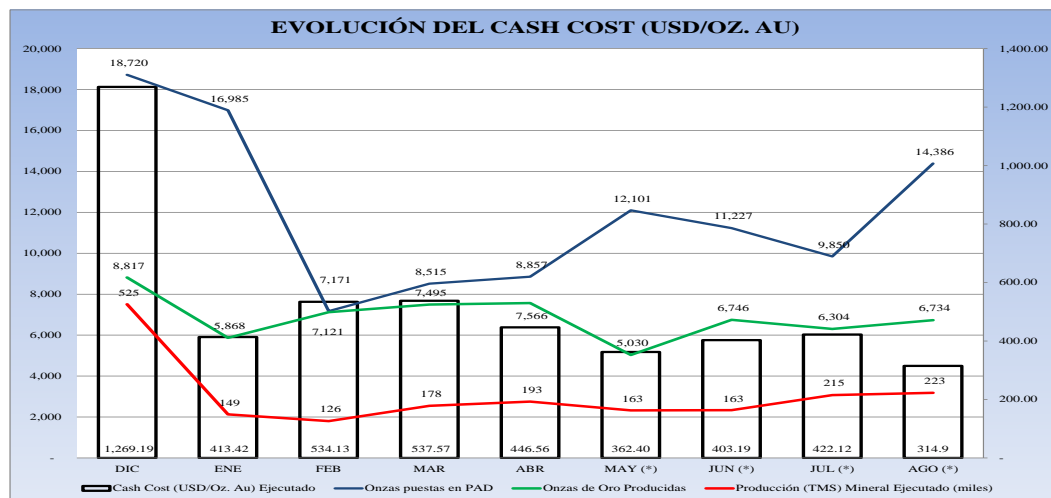


Figura 10.1 – Evolución del Cash Cost 2012 – 2013

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

Tabla 10.3 – Costos Mensuales Ejecutados por partidas y Cash Cost Ejecutado

Costo Mensual	Ene 2013		Feb 2013		Mar 2013		Abr 2013		May 2013		Jun 2013		Jul 2013		Ago 2013 (Preliminar)		PROM 2013	
	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu	Importe	\$/OZAu
MANO DE OBRA	324.815	55.35	530.517	74.50	635.551	84.80	773.192	102.19	357.912	71.15	416.530	61.74	402.853	63.90	349.431	51.89	473.850	71.71
PARTICIPACION DE TRABAJADOR	12.457	2.12	28.606	4.02	50.173	6.69	19.230	2.54	3.049	0.61	(7.524)	(1.12)	(14.464)	(2.29)	(7.261)	(1.08)	10.533	1.59
SUMINISTROS	547.580	93.31	751.140	105.49	900.069	120.10	698.270	92.29	374.984	74.54	502.623	74.50	492.068	78.06	456.428	67.78	590.395	89.34
CONTRATISTAS	1.012.751	172.58	1.325.583	186.16	1.395.860	186.25	1.179.851	155.94	712.755	141.69	916.387	135.83	995.984	157.99	1.014.050	150.59	1.069.153	161.80
GASTOS DIVERSOS	1.076.341	183.42	1.409.579	197.95	1.529.908	204.13	1.263.851	167.04	796.141	158.27	1.098.083	162.77	986.299	156.46	901.250	133.84	1.132.881	171.41
DEPRECIACIONES	910.283	155.12	1.497.886	210.35	1.766.025	235.64	1.541.408	203.72	987.865	196.38	1.339.667	198.58	1.345.327	213.41	1.241.999	184.44	1.328.808	201.09
AMORTIZACIONES	539.314	91.90	676.950	95.07	729.767	97.37	605.591	80.04	460.904	91.63	617.076	91.47	603.371	95.71	642.152	95.36	609.390	92.22
COMUNIDADES MINA	243.172	41.44	382.519	53.72	533.818	71.23	366.018	48.38	224.526	44.63	286.400	42.45	236.643	37.54	169.801	25.22	305.362	46.21
TOTAL COSTO OPERACIÓN	4,666,714	795.25	6,602,779	927.25	7,541,172	1,006.21	6,447,412	852.14	3,918,135	778.90	5,169,243	766.23	5,048,081	800.78	4,767,850	708.03	5,520,173	835.37
(Contribución sub Producto)	(791.108)	(134.81)	(624.513)	(87.70)	(1,016,533)	(135.64)	(921.710)	(121.82)	(646,389)	(128.50)	(492,411)	(72.99)	(438,369)	(69.54)	(763,179)	(113.33)	(711,776)	(107.71)
GASTOS DE VENTA	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00
DEDUCCIONES	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00
TOTAL COSTO OPERACIÓN Y VENTAS	3,875,606	660.44	5,978,266	839.55	6,524,638	870.58	5,525,702	730.32	3,271,746	650.40	4,676,832	693.24	4,609,712	731.24	4,004,671	594.70	4,808,397	727.66
DEPRECIACION Y AMORTIZACION	1,449,597	247.02	2,174,836	305.42	2,495,792	333.01	2,146,999	283.76	1,448,768	288.01	1,956,742	290.04	1,948,698	309.12	1,884,151	279.80	1,938,198	293.31
CASH COST	2,426,009	413.41	3,803,430	534.13	4,028,846	537.57	3,378,702	446.56	1,822,978	362.40	2,720,090	403.19	2,661,015	422.12	2,120,520	314.90	2,870,199	434.35
GASTOS ADMINISTRATIVOS	501.574	85.47	543.145	76.28	704.083	93.95	846.174	111.84	569.806	113.27	682.547	101.17	491.672	77.99	619.857	92.05	619.857	93.80
IEM, Regalías	244.776	41.71	160.071	22.48	196.883	26.27	94.936	12.55	103.459	20.57	49.343	7.31	96.306	15.28	135.111	20.06	135.111	20.45
SUB TOTAL	3,172,359	540.60	4,506,645	632.88	4,929,812	657.78	4,319,813	570.94	2,496,243	496.24	3,451,980	511.68	3,248,993	515.39	2,875,488	427.01	3,625,166	548.60
REGALIAS TERCEROS	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00	0	0.00
TOTAL EFECTIVO	3,172,359	540.60	4,506,645	632.88	4,929,812	657.78	4,319,813	570.94	2,496,243	496.24	3,451,980	511.68	3,248,993	515.39	2,875,488	427.01	3,625,166	548.60
DEPRECIACION Y AMORTIZACION	1,449,597	247.02	2,174,836	305.42	2,495,792	333.01	2,146,999	283.76	1,448,768	288.01	1,956,742	290.04	1,948,698	309.12	1,884,151	279.80	1,938,198	293.31
COSTO TOTAL	4,621,956	787.62	6,681,481	938.30	7,425,604	990.79	6,466,812	854.70	3,945,012	784.25	5,408,722	801.72	5,197,691	824.51	4,759,639	706.81	5,563,364	841.91
ONZAS PRODUCIDAS Au	5,868	-	7,121	-	7,495	-	7,566	-	5,030	-	6,746	-	6,304	-	6,734	-	6,734	-
TONELADAS PRODUCIDAS TC	229.315	-	123.592	-	163.369	-	197.887	-	179.999	-	175.656	-	165.317	-	282.290	-	189.678	-

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa – CMBSAA

10.3 Costos de Producción (Sin depreciación y amortización)

En la figura 10.2 se puede apreciar la evolución del Costo unitario de producción durante el año 2013.

Como se muestra en las tablas 10.4 y fig. 10.2

Tabla 10.4 – Costos de Producción Ejecutado y Planeado (Sin depreciación y amortización)

	DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY (*)	JUN (*)	JUL (*)	AGO (*)	SEP (*)	OCT (*)	NOV (*)	DIC (*)	PROM. 2013	
Ejecutado	Producción (TMS) Mineral Ejecutado	525,365	148,983	125,957	178,184	192,778	162,807	163,392	215,131	222,747				176,247	
	Desmonte (TMS) Ejecutado	209,360	57,327	36,986	78,068	82,612	98,054	106,288	118,196	158,136				91,958	
	Total Costo de Prod. Ejecutado	16,201,379	3,397,216	3,490,762	3,984,144	4,147,293	3,509,121	3,520,680	3,421,891	3,612,425				3,635,442	
	Costo USD/TMS Mineral Ejecutado	30.84	22.80	27.71	22.36	21.51	21.55	21.55	15.91	16.22					20.63
	Costo USD/TMS Material Ejecutado	22.05	16.47	21.42	15.55	15.06	13.45	13.06	10.27	9.48					13.55
Programado	Producción (TMS) Mineral Programado	536,822	179,981	179,987	194,980	194,992	190,000	200,000	210,000	210,000	210,000	210,000	230,000	230,000	203,328
	Desmonte (TMS) Programado	173,505	91,047	90,106	97,027	54,924	138,970	106,463	103,187	109,942	117,351	150,217	163,823	140,833	113,658
	Total Costo de Prod. Programado	14,517,471	3,740,150	3,703,019	3,705,198	3,424,117	3,510,037	3,643,570	3,591,314	3,561,846	3,722,423	3,695,523	3,693,808	3,700,863	3,640,989
	Costo USD/TMS Mineral Programado	27.04	20.78	20.57	19.00	17.56	18.47	18.22	17.10	16.96	17.73	17.60	16.06	16.09	17.91
	Costo USD/TMS Material Programado	20.44	13.80	13.71	12.69	13.70	10.67	11.89	11.47	11.13	11.37	10.26	9.38	9.98	11.49

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa – CMBSAA

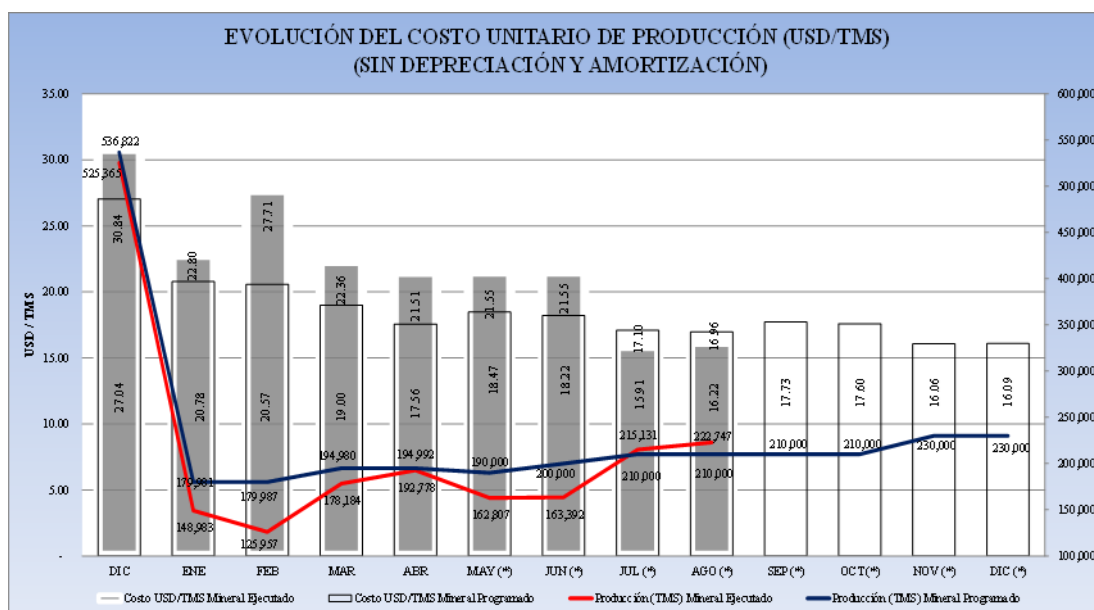


Figura 10.2 – Evolución del Costo Unitario de Producción (Sin depreciación y amortización)

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

10.4 Costos de Producción Ejecutados a Agosto 2013

Los costos de producción ejecutados a agosto 2013 con y sin depreciación son los siguientes como se muestra en la tabla 10.5 y fig. 10.3:

Tabla 10.5 – Costos de Producción Ejecutado a Agosto 2013

	2012	2013								
	DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	PROM. 2013
Producción (TMS)	525364.85	148,983	125,957	178,184	192,778	162,807	163,392	215,131	222,747	176,247
Total Costo de Prod. (Con Dep. y Amort)	19,958,449	5,917,450	5,411,985	5,994,551	6,232,228	5,793,914	5,733,932	5,634,903	6,077,004	5,849,496
Costo USD/TMS (Con Dep. y Amort)	37.99	39.72	42.97	33.64	32.33	35.59	35.09	26.19	27.28	33.19
Total Costo de Prod. (Sin Dep. y Amort)	16,201,379	3,397,216	3,490,762	3,984,144	4,147,293	3,509,121	3,520,680	3,421,891	3,612,425	3,635,442
Costo USD/TMS (Sin Dep. y Amort)	30.84	22.80	27.71	22.36	21.51	21.55	21.55	15.91	16.22	20.63

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

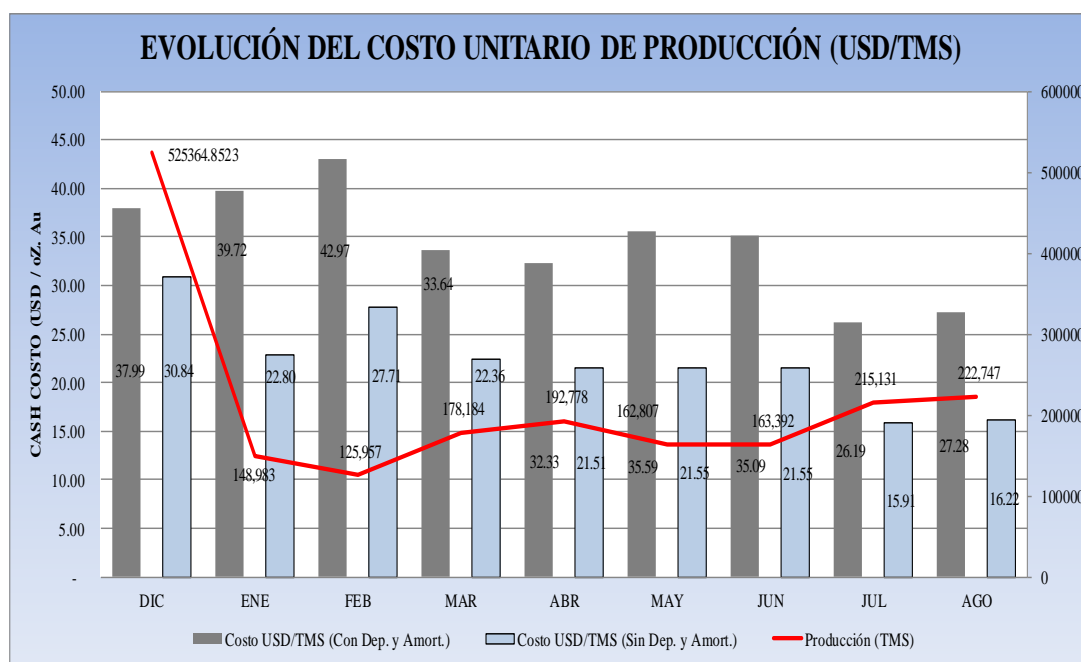


Figura 10.3 – Evolución del Costo Unitario de Producción

Fuente: Departamento Planeamiento Mina Breapampa - CMBSAA

CONCLUSIONES

1. Para tener una ley promedio en Breapampa se hará un blending entre el mineral de alta ley de la zona del tajo Parccaorcco y la zona del coluvial, la cual cuenta con una ley media a baja, con esto tener una ley promedio mayor a 1 gr/TM y su potencia es alrededor de 20m.
2. El plan de minado de Breapampa no presenta holguras en relación al tiempo para iniciar el desbroce en lo faltante del tajo Parccaorcco y la zona del coluvial, y comenzar la explotación en dichas zonas.
3. El modelo geológico resultante en este trabajo se considera un Modelo a Largo Plazo, dicho modelo se estará actualizando de acuerdo a las actualizaciones de geología en sus campañas de perforación.
4. En cuanto al diseño se ha evitado la ubicación de alguna de las rampas dentro del material considerado argílico, ubicado entre la zona SSW y SSE así como la zona Este donde los ángulos recomendados de talud interrampa varían entre 20° y 29° para así evitar el incremento de material de desmonte. En las zonas restantes presenta mayor estabilidad debido a la presencia de alteración

favorable (Sílice vuggy y masiva) por lo que en estas zonas se diseñó el Tajo considerando el ángulo de talud interrampa recomendado de 47° a 49°.

5. Entre los años 2012 y 2013 se realizó por parte de Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. campañas de exploración en los alrededores del tajo Parccaorcco cuyo objetivo era encontrar mayores reservas de mineral y esto dio como resultado la identificación de una zona nueva denominada Coluvial Paraccaorcco, con una ley promedio de 0.62 grAu/ton.
6. El modelo geológico resultante en este trabajo se considera un Modelo a Largo Plazo, dicho modelo se estará actualizando de acuerdo a las actualizaciones de geología con las perforaciones.
7. Si observamos las reservas totales en Junio 2012 fueron de 5, 121,129 TM de mineral, comparado con lo hecho en Junio 2013 entre lo ejecutado a Junio 2013 y las reservas a Junio 2013 es de 6, 034,657 TM de mineral. Aumentando en 913,528 TM, esto por las ampliaciones en las zonas de Boulders, y por el nuevo diseño de tajo con los nuevos parámetros. En cuanto a las onzas, lo evaluado en Junio 2012 sobre las onzas puestas en pad en total eran de 200,871 Oz Au y lo evaluado entre las onzas puestas ejecutadas y planeadas en Junio 2013 fueron de 264,054 Oz de Au. Aumentando en 63,183 Oz Au
8. En cuanto a la influencia de los ángulos de talud, los ángulos considerados en el diseño están de acuerdo a la zonificación dada por la empresa Vector – Perú inicialmente. Ya que; no se cuenta con un área de geotecnia en la unidad para dicho estudio.

RECOMENDACIONES

1. La base de datos usada en este trabajo, puede ser ampliada, reinterpretada geológicamente y nuevamente analizada, en función a la información que el equipo de geólogos de CMBSAA (Compañía de Minas Buenaventura S.A.A) pueda facilitar.
2. Hacer un constante análisis de sensibilidad de precios y costos, debido a que diferentes escenarios se presentan en el transcurso de la explotación, por ejemplo cambios en los planes de producción, cálculo de reservas, etc.
3. Para Breapampa se continúa con la evaluación de proyectos que mejoren su rentabilidad como reducir costos con equipos propios, también se han reconocido oportunidades como por ejemplo disminuir las distancias de acarreo hacia depósito de material estéril o pad.
4. También es importante definir un programa para el desbroce de lo faltante en el tajo Parccaorcco y en la zona del coluvial de acuerdo al plan de minado que se ha propuesto, y poder mantener el nivel de producción planificado.

5. Manejar escenarios o alternativas conservadoras y optimistas (Precio del Oro a \$1200), ya que; de lo contrario tendríamos resultados negativos, por lo tanto manejar grados de tolerancia altos.
6. El objetivo principal de Cia de Minas Buenaventura S.A.A. con esta Unidad a tajo abierto en Ayacucho, es concientizar a la población que si se puede hacer minería superficial de manera responsable y segura, y con esto demostrar todo lo contrario a las infundados temores de contaminación y escaseo de agua
7. Recomendar un cronograma de perforaciones donde el modelo aún está abierto, para evaluar nuevas reservas.

GLOSARIO

Alteración Hidrotermal.- Proceso de metamorfismo, mediante el cual los minerales de las rocas se alteran por acción de las soluciones hidrotermales a alta temperatura. Las alteraciones hidrotermales son indicadores de la presencia de yacimientos minerales de origen hidrotermal.

Alteración Argílica.- Desarrollo de minerales de arcillas y otros relacionados a expensas de plagioclasas cálcicas, generalmente por acción de las soluciones hidrotermales.

Blending.- Mezcla de 2 o más materiales que se realiza de una manera homogénea.

Burden.- Es la distancia perpendicular desde un taladro hasta la superficie libre más cercana en el momento de la detonación.

Escarificado.- Proceso de remoción superficial del material depositado en el Pad de lixiviación que ha sido compactado por equipo pesado, para su posterior regado.

Espaciamiento.- Distancia entre taladros y cargas en una fila, medida perpendicularmente hacia el burden y paralelo a la cara libre del movimiento esperado de la roca.

Granulometría.- Tecnología que se encarga de dictar las normas correspondientes para determinar las dimensiones y las formas de los fragmentos de los materiales detríticos.

Minesight.- Software especializado en diseño y explotación de yacimientos mineros.

Pad de lixiviación.- Depósito o cancha donde se deposita el mineral en pilas para su posterior regado con soluciones de cianuro.

Yacimiento.- Lugar o terreno donde se ubican minerales de rendimiento económico o fósiles.

BIBLIOGRAFÍA

1. W. Hustrulid , M. Kuchta. - Open Pit Mine – Planning & Design – 2da Edition
2006 – EE.UU.
2. Cia de Minas Buenaventura - Estudio de Impacto Ambiental (2010).
3. Estudio Geotécnico Detallado – Vector – Perú 2007.
4. ANDDES ASOCIADOS SAC – 2013. - Propuestas del Estudio de Actualización
de estabilidad de taludes – breapampa.
5. Enviromental Science Engineering & GIS - Estudio Hidrogeológico y
Modelamiento Matemático de Proyecto Minero Breapampa .
6. Estudio de Factibilidad del Proyecto y el Estudio de Impacto Ambiental
Breapampa. – Cia de Minas Buenaventura - 2009

ANEXOS

ANEXO 1: Vista Panorámica de la Plataforma de Lixiviación



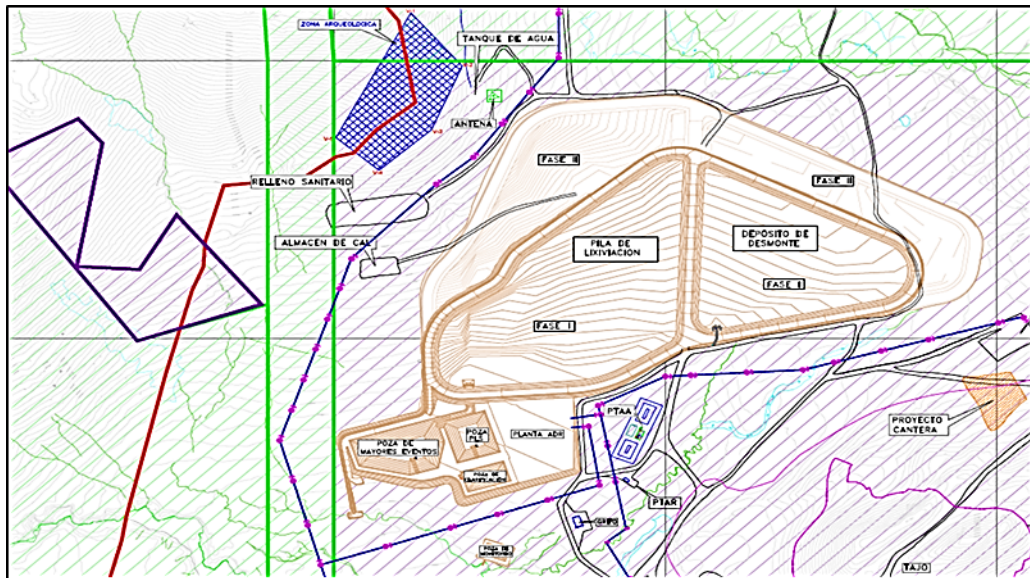
ANEXO 2: Planta ADR Y Bombona



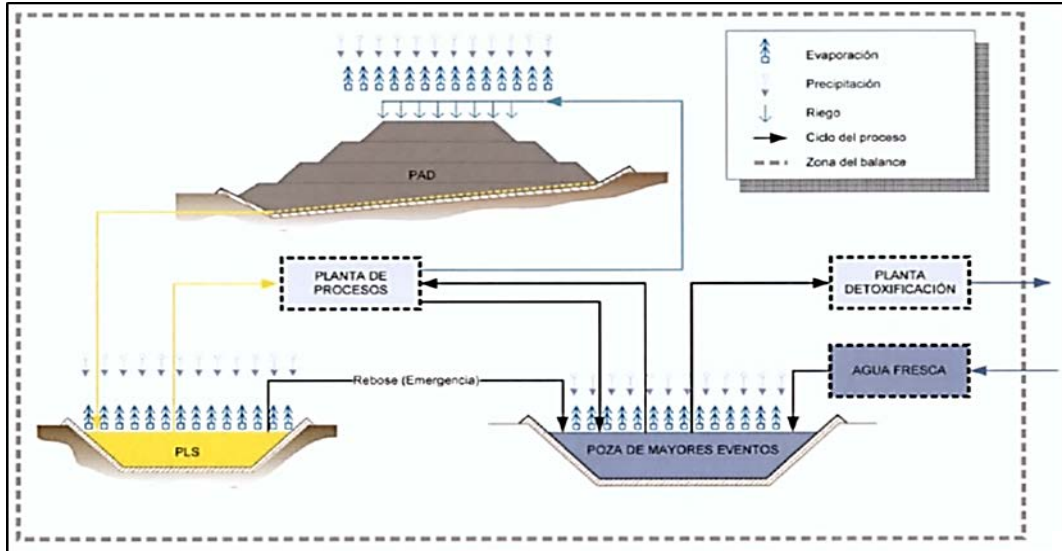
ANEXO 3: Perforadora D245S



ANEXO 4: Ingeniería Pad Fase 1-2



ANEXO 5: Ingeniería de Detalle Pad, Pozas, Botadero de Desmonte y Depósito de Top soil – Modelo de Simulación



ANEXO 6: Ensayos de Compresión Triaxial

Ausenco Vector

LABORATORIO GEOTECNICO

Nombre del Proyecto: Ingeniería de Detalle del Pad, Pozas, Botadero de Desmonte y Depósito de TopSoil – Fase1

Cliente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Nº de Proyecto: 07.82.06.04

Ubicación: Chumpi - Parinacochas - Ayacucho

Nº de muestra: Mezcla 7596 - 4 & 7596 - 5

Descripción: Mineral Chancado Lixiviado

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Consolidado - No drenado (CU)

ASTM - D4767

Nº Informe de Lab: AV-175-10

Solicitado por: Martín Rodríguez

Fecha: 09-Sep-10

Estado: Remoldeado				Clasificación: GM				
Etapa de consolidación		Inicial	Final	Velocidad (pulg/min)				
Altura (cm)	31.00	30.69	0.01					0.89
Diámetro (cm)	15.15	14.80	Parámetro "B"					607
Humedad (%)	4.00	22.87	Presión de celda					207
Densidad seca (gr/cc)	1.404	1.486	Contra presión					400
			Esf. Efect Inicial					
Deformación (%)	Esf. Desv. kPa	P. poros kPa	s _v kPa	s _h kPa	p kPa	q kPa	q / p	Oblicuidad (s./s.)
0.00	0.00	0.00	400.00	400.00	400.00	0.00	0.00	1.00
0.05	58.14	2.14	397.86	456.00	426.93	29.07	0.07	1.15
0.10	89.39	6.29	393.71	483.10	438.40	44.70	0.10	1.23
0.20	139.31	19.75	380.25	519.56	449.91	69.65	0.15	1.37
0.35	191.40	37.91	362.09	553.49	457.79	95.70	0.21	1.63
0.50	235.27	54.78	345.22	580.48	462.85	117.63	0.25	1.68
0.75	300.76	88.20	311.80	612.55	462.17	150.38	0.33	1.96
1.00	334.74	113.73	286.27	621.01	453.64	167.37	0.37	2.17
1.25	377.32	148.04	251.95	629.28	440.62	188.66	0.43	2.50
1.50	402.64	169.36	230.64	633.28	431.96	201.32	0.47	2.75
1.75	429.25	197.29	202.71	631.96	417.34	214.63	0.51	3.12
2.00	451.83	219.79	180.21	632.03	406.12	225.91	0.56	3.51
2.50	479.10	245.35	154.65	633.75	394.20	239.55	0.61	4.10
3.00	494.70	262.32	137.68	632.37	385.03	247.35	0.64	4.59
3.50	520.91	269.76	130.24	651.15	390.69	260.45	0.67	5.00
4.00	540.73	274.52	125.48	666.21	395.85	270.36	0.68	5.31
4.50	551.92	276.67	123.33	685.26	404.29	280.96	0.69	5.56
5.00	570.38	276.61	123.39	693.77	408.58	285.19	0.70	5.62
6.00	613.86	275.20	124.80	738.66	431.73	306.93	0.71	5.92
7.00	654.42	269.82	130.18	784.60	457.39	327.21	0.72	6.03
8.00	693.74	265.32	134.68	828.41	481.54	346.87	0.72	6.15
9.00	725.14	257.59	142.41	867.54	504.97	362.57	0.72	6.09
10.00	745.82	251.79	148.21	894.03	521.12	372.91	0.72	6.03
11.00	762.76	242.16	157.84	940.60	549.22	391.38	0.71	5.96
12.00	805.57	239.74	160.25	965.92	563.04	402.78	0.72	6.03
13.00	825.62	230.88	169.12	994.74	581.93	412.81	0.71	5.88
14.00	829.54	228.86	171.14	1000.68	585.91	414.77	0.71	5.85

Observaciones:
 Los parámetros de resistencia cortante reportados podrían ser reinterpretados en caso ser considerado pertinente por un profesional competente en geotecnia.
 Las muestras han sido proporcionadas e identificadas por el solicitante.

Realizado por: HEV Ingresado por: TOM Revisado por: CSM Fecha: 09-Sep-10

LABORATORIO GEOTÉCNICO

Nombre del Proyecto: Ingeniería de Detalle del Pad, Pozas, Botadero de Desmote y Depósito de TopSoil - Fase 1

Cliente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

N° de Proyecto	07.82.06.04	N° Informe de Lab	AV-175-10
Ubicación	Chumpi - Parinacochas - Ayacucho	Solicitado por	Martin Rodriguez
N° de muestra	Mezcla 7596 - 4 & 7596 - 5	Fecha	09-Sep-10
Descripción	Mineral Chancado Lixiviado		

Estado : Remoldeado

Clasificación: GM

Etapa de consolidación	Inicial	Final	Velocidad (pulg/min)	
Altura (cm)	31.00	30.85	Parámetro "B"	0.01
Diámetro (cm)	15.15	14.91	Presión de celda	kPa 407
Humedad (%)	4.00	23.33	Contra presión	kPa 207
Densidad seca (gr/cc)	1.404	1.457	Esf. Efect. Inicial	kPa 200

Deformación (%)	Esf. Dev. kPa	P. poros kPa	s _v kPa	s _h kPa	p̄ kPa	q̄ kPa	q̄ / p̄	Oblicuidad (s _v /s _h)
0.00	0.00	0.00	200.00	200.00	200.00	0.00	0.00	1.00
0.05	35.76	2.40	197.60	233.37	215.49	17.88	0.08	1.18
0.10	59.65	6.09	193.91	253.56	223.73	29.83	0.13	1.31
0.20	96.03	17.22	182.78	278.81	230.80	48.02	0.21	1.53
0.35	132.31	31.50	168.50	300.82	234.66	66.16	0.28	1.79
0.50	161.32	47.52	152.48	313.80	233.14	80.66	0.35	2.06
0.75	198.44	67.32	132.68	331.12	231.90	99.22	0.43	2.50
1.00	221.62	79.51	120.49	342.11	231.30	110.81	0.48	2.84
1.25	242.33	94.34	105.66	347.99	226.83	121.17	0.53	3.29
1.50	253.21	101.94	98.06	351.27	224.66	126.60	0.56	3.58
1.75	261.48	110.57	89.43	350.90	220.17	130.74	0.59	3.92
2.00	280.43	116.45	83.55	363.98	223.76	140.22	0.63	4.36
2.50	299.07	123.03	76.97	376.04	226.51	149.53	0.66	4.89
3.00	315.09	125.29	74.71	389.80	232.25	157.54	0.68	5.22
3.50	330.02	127.17	72.83	402.85	237.84	165.01	0.69	5.53
4.00	349.33	126.97	73.03	422.36	247.69	174.67	0.71	5.78
4.50	365.55	125.95	74.05	439.60	256.82	182.78	0.71	5.94
5.00	377.47	123.90	76.10	453.57	264.83	188.74	0.71	5.96
6.00	404.50	121.18	78.82	483.32	281.07	202.25	0.72	6.13
7.00	437.14	115.96	84.04	521.18	302.61	218.57	0.72	6.20
8.00	465.18	112.75	87.25	552.43	319.84	232.59	0.73	6.33
9.00	493.42	108.19	91.81	585.23	338.52	246.71	0.73	6.37
10.00	523.96	101.03	98.97	622.93	360.95	261.98	0.73	6.29
11.00	542.67	96.18	103.82	646.49	375.15	271.33	0.72	6.23
12.00	548.79	91.22	108.78	657.58	383.18	274.40	0.72	6.04
13.00	556.05	87.89	112.11	668.16	390.13	278.03	0.71	5.96
14.00	570.30	83.69	116.31	686.61	401.46	285.15	0.71	5.90

Observaciones:

Los parámetros de resistencia cortante reportados podrían ser reinterpretados en caso ser considerado pertinente por un profesional competente en geotecnia.

Las muestras han sido proporcionadas e identificadas por el solicitante.

Realizado por:	Ingresado por:	Revisado por:	Fecha:
HEV	TOM	CSM	09-Sep-10

LABORATORIO GEOTÉCNICO

Nombre del Proyecto: Ingeniería de Detalle del Pad, Pozas, Botadero de Desmote y Depósito de TopSoil – Fase1

Ciente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Nº de Proyecto: 07.82.06.04

Nº Informe de Lab: AV-175-10

Ubicación: Chumpi - Parinacochas - Ayacucho

Solicitado por: Martín Rodríguez

Nº de muestra: Mezcla 7596 - 4 & 7596 - 5

Fecha: 09-Sep-10

Descripción: Mineral Chancado Lixiviado

Estado: Remoldeado

Clasificación: GM

Etapa de consolidación	Inicial	Final
Altura (cm)	31,00	30,95
Diámetro (cm)	15,15	14,90
Humedad (%)	4,00	24,34
Densidad seca (gr/cc)	1,404	1,453

Velocidad (pulg/min)	0,01
Parámetro "B"	0,92
Presión de celda (kPa)	307
Contra presión (kPa)	207
Esf. Efect. Inicial (kPa)	100

Deformación (%)	Esf. Dev. kPa	P. poros kPa	s _v kPa	s _h kPa	p̄ kPa	q̄ kPa	q̄ / p̄	Oblicuidad (s _v /s _h)
0,00	0,00	0,00	100,00	100,00	100,00	0,00	0,00	1,00
0,05	31,74	3,91	96,09	127,83	111,96	15,87	0,14	1,33
0,10	43,07	8,03	91,97	135,04	113,51	21,54	0,19	1,47
0,20	63,36	13,32	86,68	150,04	118,36	31,68	0,27	1,73
0,35	87,13	22,25	77,75	164,89	121,32	43,57	0,36	2,12
0,50	102,57	29,59	70,41	172,99	121,70	51,29	0,42	2,46
0,75	125,86	37,77	62,23	188,08	125,15	62,93	0,50	3,02
1,00	136,31	44,50	55,50	191,82	123,66	68,16	0,55	3,46
1,25	148,64	49,13	50,87	199,50	125,19	74,32	0,59	3,92
1,50	156,26	51,11	48,89	205,15	127,02	78,13	0,62	4,20
1,75	171,09	52,86	47,14	218,23	132,68	85,55	0,64	4,63
2,00	180,45	53,65	46,35	226,80	136,57	90,23	0,66	4,89
2,50	195,52	53,76	46,24	241,76	144,00	97,76	0,68	5,23
3,00	204,49	53,79	46,21	250,70	148,46	102,25	0,69	5,43
3,50	214,40	54,48	45,52	259,92	152,72	107,20	0,70	5,71
4,00	233,39	52,26	47,74	281,13	164,44	116,70	0,71	5,89
4,50	245,55	50,66	49,34	294,88	172,11	122,77	0,71	5,98
5,00	259,24	48,03	51,97	311,21	181,59	129,62	0,71	5,99
6,00	280,29	45,58	54,42	334,71	194,57	140,15	0,72	6,15
7,00	310,62	40,60	59,40	370,03	214,71	155,31	0,72	6,23
8,00	330,76	37,47	62,53	393,29	227,91	165,38	0,73	6,29
9,00	358,95	33,41	66,59	425,54	246,06	179,47	0,73	6,39
10,00	367,53	32,37	67,63	435,15	251,39	183,76	0,73	6,43
11,00	381,91	28,58	71,42	453,33	262,37	190,96	0,73	6,35
12,00	402,36	27,96	72,04	474,39	273,21	201,18	0,74	6,59
13,00	409,81	21,50	78,50	488,31	283,41	204,90	0,72	6,22
14,00	424,43	16,84	83,16	507,59	295,37	212,22	0,72	6,10

Observaciones:

Los parámetros de resistencia cortante reportados podrían ser reinterpretados en caso ser considerado pertinente por un profesional competente en geotecnia.

Las muestras han sido proporcionadas e identificadas por el solicitante.

Realizado por: HEV Ingresado por: TOM Revisado por: CSM Fecha: 09-Sep-10

LABORATORIO GEOTÉCNICO

Nombre del Proyecto: Ingeniería de Detalle del Pad, Pozas, Botadero de Desmonte y Depósito de TopSoil – Fase 1

Cliente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Nº de Proyecto: 07.82.06.04

Nº Informe de Lab:

AV-175-10

Ubicación: Chumpi - Parinacochas - Ayacucho

Solicitado por:

Martín Rodríguez

Nº de muestra: Mezcla 7596 - 4 & 7596 - 5

Fecha:

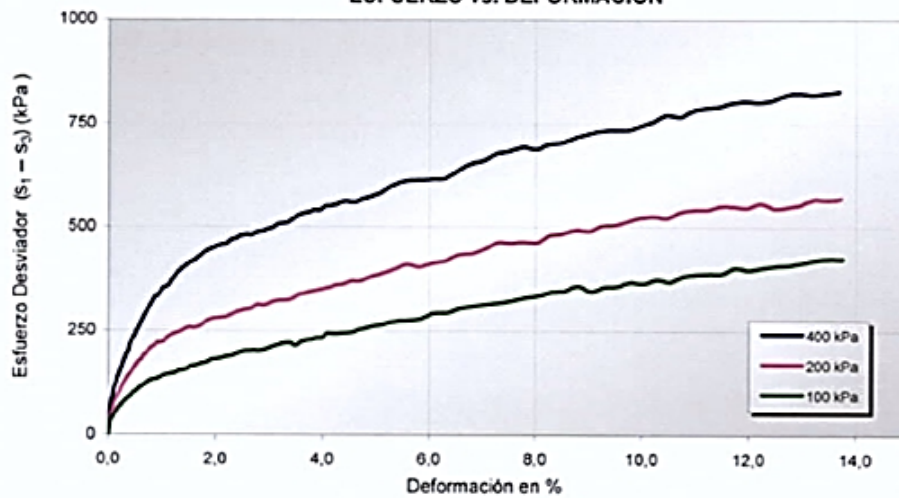
09-Sep-10

Descripción: Mineral Chancado Lixiviado

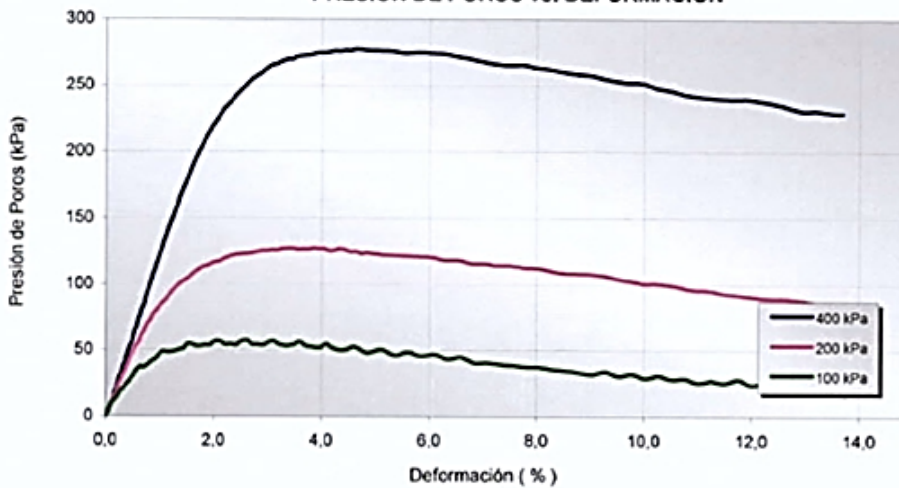
Estado: Remoldeado

Clasificación: GM

ESFUERZO vs. DEFORMACIÓN



PRESIÓN DE POROS vs. DEFORMACIÓN



Realizado por:

HEV

Ingresado por:

TOM

Revisado por:

CSM

Fecha:

09-Sep-10

LABORATORIO GEOTÉCNICO

Nombre del Proyecto: Ingeniería de Detalle del Pad, Pozas, Botadero de Desmonte y Depósito de TopSoil – Fase1

Cliente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Nº de Proyecto: 07.82.06.04

Nº Informe de Lab:

AV-175-10

Ubicación: Chumpi - Parinacochas - Ayacucho

Solicitado por:

Martín Rodríguez

Nº de muestra: Mezcla 7596 - 4 & 7596 - 5

Fecha:

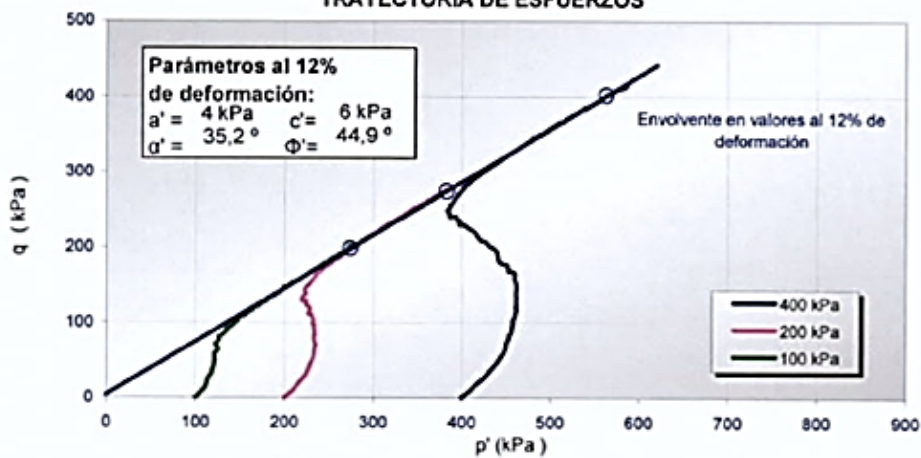
09-Sep-10

Descripción: Mineral Chancado Lixiviado

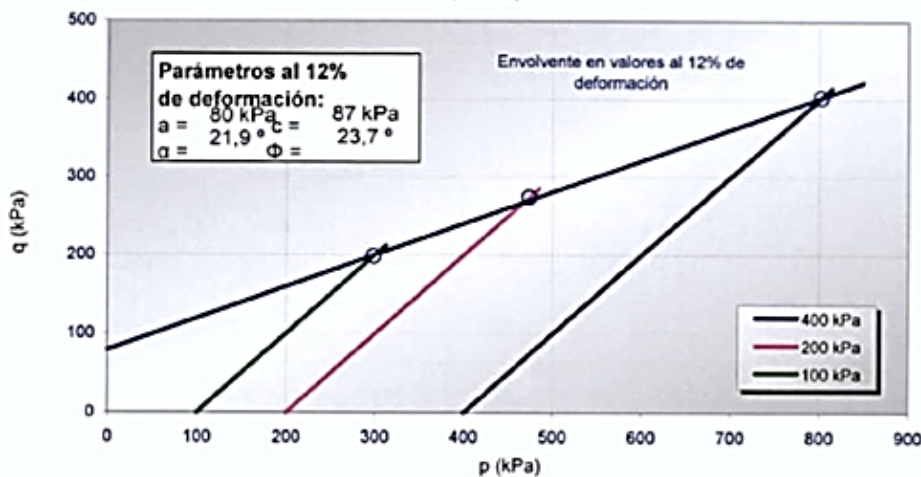
Estado: Remoldeado

Clasificación: GM

TRAYECTORIA DE ESFUERZOS



p vs. q



Observaciones:

Los parámetros de resistencia cortante reportados podrían ser reinterpretados en caso ser considerado pertinente por un profesional competente en geotecnia.

Las muestras han sido proporcionadas e identificadas por el solicitante

Realizado por:

HEV

Ingresado por:

TOM

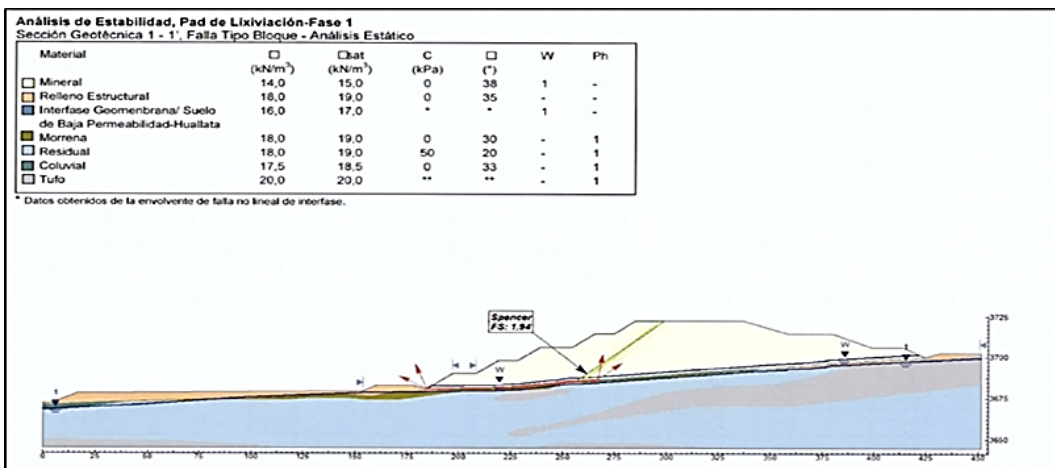
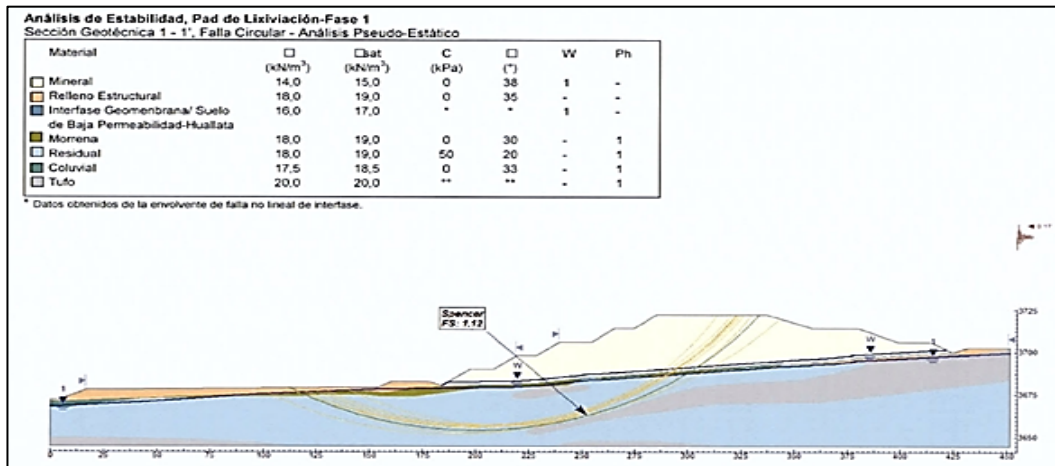
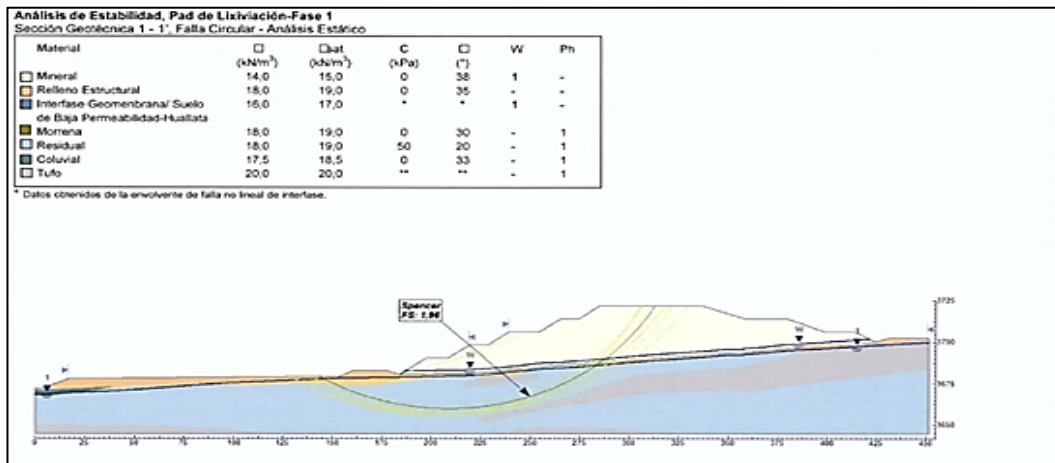
Revisado por:

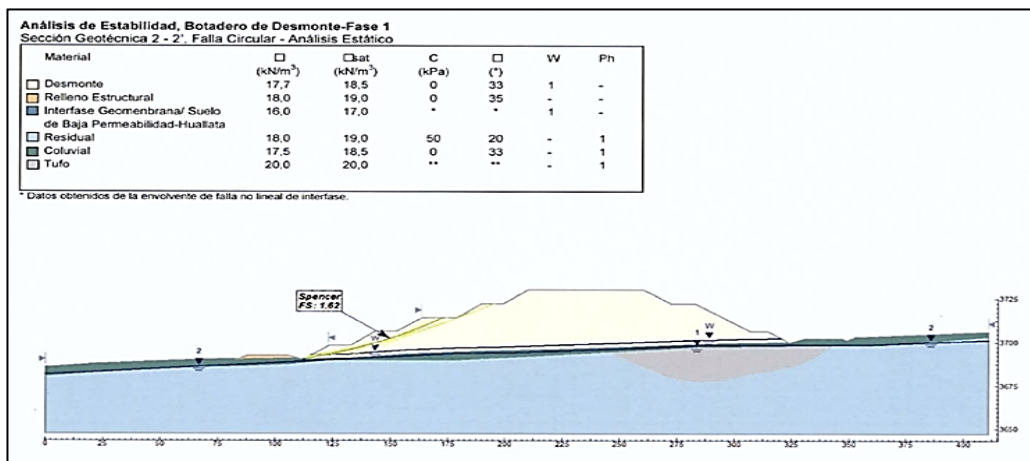
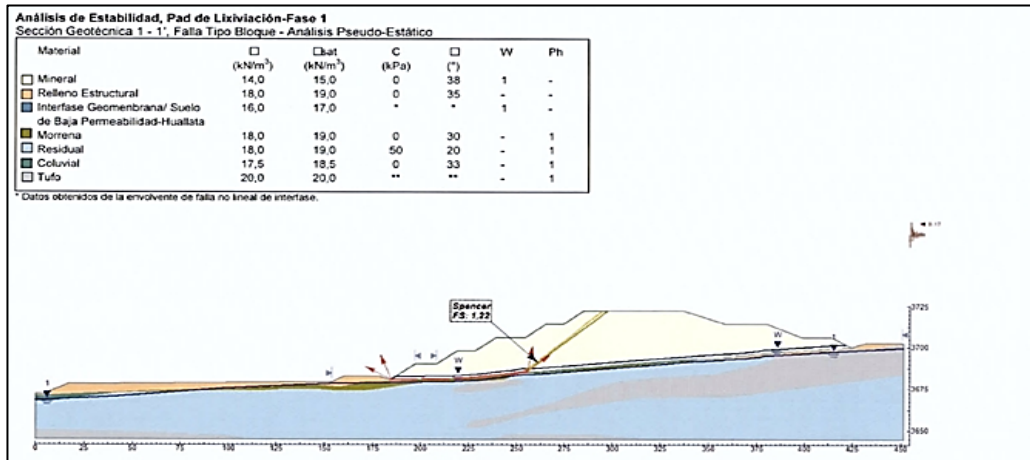
CSM

Fecha:

09-Sep-10

ANEXO 7: Análisis de Estabilidad Pad de Lixiviación – Fase 1





ANEXO 8: Estudios Geotécnicos – Resultados de Ensayos

