

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**“PLANIFICACION MINERA EN MINA PUCAMARCA DE
MINSUR S.A.”**

TESIS

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

ELABORADO POR:

MILTHON GERARDO CABRERA AQUIJE

ASESORA

M.Sc. CARMEN MATOS AVALOS

LIMA – PERU

2015

DEDICATORIA

El presente informe está dedicado a todas aquellas personas que hicieron posible la formación profesional y personal con la que cuento hoy en día, por eso siempre estaré agradecido con mi padre y mi madre quienes se esforzaron incansablemente y creyeron en mí.

RESUMEN

El criterio de selección del tajo final fue aquella envolvente que arroja el mejor valor presente neto (VPN) en función de precios de mineral, costos operativos, costos de procesamiento, recuperación, tasa de retorno, entre otros factores. En base a los resultados se logró determinar tres etapas de explotación para el yacimiento denominado Pit Checocollo y una sola fase para el yacimiento Morrenas.

Los recursos y reservas obtenidos en función a los parámetros económicos utilizados y al proceso de optimización antes descrito indican que la mina Pucamarca tiene en cuanto a recursos un total de 66,6 Mt de mineral por encima de la ley de corte, en cuanto a las reservas por encima de la ley de corte se tiene un total de 46,5 Mt de mineral entre probadas y probables y 11,4 Mt de recursos inferidos dentro del pit final diseñado.

Los resultados de los recursos considerados totalizan para el yacimiento Checocollo 54 Mt de mineral por encima de una ley de corte igual a 0,18 g/t entre recursos medidos, indicados e inferidos, en cuanto al yacimiento

Morrenas los recursos alcanzan 8,3 Mt de mineral encima de una ley de corte de 0,2 g/t los resultados metalúrgicos indican que este sector tiene una recuperación de 50% mediante el método de lixiviación muy por debajo de la recuperación obtenida en el yacimiento Checocollo que alcanza un 65% de recuperación.

Los resultados de la planificación minera determinan tres etapas de explotación para el tajo Checocollo la primera de tres años con las mejores leyes y el menor ratio de desmonte, la segunda también de tres años alcanzado una extracción del 80% del total del tajo final y la última de 2,5 años con leyes inferiores a las anteriormente extraídas culminando en el año 2022.

Para el tajo Morrenas su explotación solo se realizará una fase y la vida útil será de 4 años, debido a ser un mineral con alto contenido de finos se han tomado las consideraciones geotécnicas y metalúrgicas.

La secuencia de explotación y la estimación de costos operativos y de inversión necesarios para la sostenibilidad de la unidad minera Pucamarca determinan que el valor presente neto de la unidad alcanza los US\$235 (millones de dólares americanos) considerando una inversión inicial de US\$200 (millones de dólares americanos) aproximadamente, bajo estos resultados el plan de minado propuesto resulta viable para los intereses del grupo BRECA.

ABSTRACT

The selection criterion was the final pit envelope that had the best net present value. Based on the results it was determined three stages of operation for the site called Pit Checocollo and one phase to the site Morrenas.

Reserves and resources obtained according to economic parameters used and the optimization process described above indicate that the mine has Pucamarca for resources totaling 66.6 Mt of ore above the cutoff, as to the reserves above the cutoff will have a total of 46.5 Mt of proven and probable ore between and 11.4 Mt of inferred resources within the designed ultimate pit.

The results of resources are considered for the site Checocollo 54 Mt of ore above a cutoff equal to 0.18 g/t between measured, indicated and inferred resources, in terms of site Morrenas resources are 8.3 Mt mineral above a cutoff grade of 0.2 g/t metallurgical results indicate that this sector has a 50%

recovery by leaching method well below the recovery obtained in the field Checocollo reaching 65% recovery.

The results of the mine planning identify three stages Checocollo pit exploitation for the first three years with better grades and lower stripping ratio, the second of three years also reached an extraction of 80% of total final pit and last 2.5 years lower than those previously extracted culminating in the year 2022.

For Morrenas pit exploitation will take place just a phase and the lifetime is 4 years due to being a high ore fines are taken geotechnical and metallurgical considerations.

The sequence of operation and estimates of operating and investment costs necessary for the sustainability of the mining unit Pucamarca determine the net present value of the unit is US \$ 235 (million dollars) considering an initial investment of US \$ 200 (million US dollars) about these results under the proposed mining plan feasible for BRECA interest group, value much higher than those obtained in previous studies. This meets the objective of this document.

INDICE

DEDICATORIA	
RESUMEN.....	i
ABSTRACT.....	iii
INDICE	v
INDICE DE FIGURAS	viii
INDICE DE TABLAS	x
INTRODUCCION.....	1
CAPITULO I:	4
GENERALIDADES.....	4
1.1. UBICACION	4
1.2. PROPIEDAD DEL TERRENO SUPERFICIAL	6
1.3. TOPOGRAFIA	6
CAPITULO II:	10
GEOLOGIA DEL DEPÓSITO MINERO.....	10
2.1. ESTRATIGRAFIA REGIONAL	11
2.1.1. Volcánicos Junerata:.....	12
2.1.2. Formación Pelado:.....	12
2.1.3. Grupo Yura formación Ataspaca:.....	12
2.1.4. Grupo Yura Formación Chachacumane:	12
2.1.5. Grupo Toquepala. Formación Chulluncane:	13
2.1.6. Grupo Toquepala Formación Toquepala:	13
2.1.7. Volcánicos Barroso:.....	13
2.1.8. Depósitos Fluvioglaciares:	13
2.1.9. Depósitos Coluviales:	14
2.1.10. Depósitos Aluviales:.....	14

2.1.11.	Rocas Intrusivas:	14
2.2.	GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL	14
2.3.	GEOLOGIA LOCAL Y MINERALIZACIÓN.....	16
2.3.1.	Pórfido Feldespático	17
2.3.2.	Alteración hidrotermal	17
2.3.3.	La Propilitización.....	18
CAPITULO III:		21
ANALISIS Y DISEÑO DE ESTABILIDAD DE TALUDES		21
3.1.	GEOMETRÍA BÁSICA DEL TALUD.....	22
3.2.	ANALISIS Y DISEÑO DE ESTABILIDAD DEL TALUDES INTERRAMPAS	24
3.3.	IDENTIFICACIÓN DE POSIBLES FALLAS CINEMÁTICAS.....	26
3.4.	ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE FALLA CINEMÁTICAS	27
3.5.	DETERMINACIÓN DEL MODO DE FALLA CRÍTICO:	29
3.6.	EFECTO DEL MODO DE FALLA CRÍTICO EN LA ESTABILIDAD:	30
3.7.	CRITERIOS DE DISEÑO DE ANGULO INTERRAMPAS:.....	31
3.8.	ANÁLISIS DE ANGULO DE TALUD GLOBAL.....	33
3.9.	ANALISIS DE ESTABILIDAD Y SISMICIDAD	36
CAPITULO IV:.....		37
MODELO DE ESTIMACION DE RECURSOS		37
4.1.	BASE DE DATOS DE MUESTRAS	37
4.2.	INTERPRETACION	38
4.3.	PROCESAMIENTO DE LOS DATOS	41
4.4.	PREPARACIÓN DE COMPOSITOS.....	44
4.5.	GEOESTADÍSTICA	46
4.6.	MODELO VOLUMETRICO	54
4.7.	DENSIDAD DE ROCA	57
4.8.	ESTIMACION DE LEYES	58
4.9.	CLASIFICACIÓN DE RECURSOS	62
4.10.	COMPARACIÓN VISUAL	62
4.11.	COMPARACIÓN GLOBAL.....	63
4.12.	COMPARACIÓN LOCAL	64
4.13.	COMPARACIÓN HISTORICA	65
4.14.	COMPARACIÓN POR TIPO DE DATOS.....	66
4.15.	RECURSOS.....	68
4.16.	RECURSOS CONTENIDOS DENTRO DEL PIT	69
CAPITULO V:.....		74
ESTIMACION DE RESERVAS		74
5.1.	OPTIMIZACIÓN DE PIT.....	74

5.2.	DISEÑO DE PIT	81
5.3.	EVALUACION DE RESERVAS	86
	CAPITULO VI:.....	90
	PLAN DE MINADO PUCAMARCA.....	90
6.1.	TAJO CHECOCOLLO.....	91
6.2.	TAJO MORRENAS	92
6.3.	TAJO CALDERO	93
6.4.	FASES DE EXPLOTACION PIT CHECOCOLLO	94
6.5.	FASES DE EXPLOTACION PIT MORRENAS.....	97
6.6.	PROGRAMA DE PRODUCCION.....	98
6.7.	VALORIZACION DE LA UNIDAD PUCAMARCA	104
	CONCLUSIONES	108
	RECOMENDACIONES.....	110

INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: UBICACIÓN PROYECTO PUCAMARCA.....	5
FIGURA 2: PUNTO GEODÉSICO SAMA/2004	7
FIGURA 3: PLANO GENERAL MINA PUCAMARCA.....	9
FIGURA 4: DISEÑO GENERAL PARA TALUDES MINEROS	23
FIGURA 5: SECTORES GEOTÉCNICOS PARA EL TAJO CHECOCOLLO	25
FIGURA 6: SECCIÓN VERTICAL DEL MODELO GEOLÓGICO.....	40
FIGURA 7: RECTA DE REGRESIÓN – LEYES DE BLASTHOLE VERSUS MUESTRAS DIAMANTINAS	43
FIGURA 8: HISTOGRAMA DE LONGITUD DE MUESTRAS DE TALADROS DIAMANTINOS	44
FIGURA 9: GRÁFICOS DE PROBABILIDAD LOGARÍTMICA PARA ORO DE LAS MUESTRAS SELECCIONADAS.....	50
FIGURA 10: GRÁFICOS DE PROBABILIDAD LOGARÍTMICA PARA ORO DE DATOS COMPOSITADOS FUENTE:	51
FIGURA 11: CONTORNOS DE VARIOGRAMA HORIZONTAL PARA ORO EN LA LITOLOGÍA BX_H.....	52
FIGURA 12: VARIOGRAMA EN EL PLANO VERTICAL PARA ORO EN LA LITOLOGÍA BX_H	52
FIGURA 13: VARIOGRAMA MODELADO PARA ORO EN LA LITOLOGÍA BX_H.....	53
FIGURA 14: SECCIÓN 350NE – MODELO DE BLOQUES VOLUMÉTRICO – TAJO CHECOCOLLO.....	56
FIGURA 15: SECCIÓN VERTICAL 350 NE DEL MODELO DE BLOQUES –LEYES DE ORO.....	61
FIGURA 16: SECCIÓN HORIZONTAL 4450 M – LEYES DE ORO.....	61
FIGURA 17: PERFIL DE LEYES PARA LEYES DE ORO PARA LITOLOGÍA BX_H	64

FIGURA 18: ESTIMACIÓN DE RECURSOS CON TALADROS DIAMANTINOS Y BLASTHOLE.....	67
FIGURA 19: ESTIMACIÓN DE RECURSOS SOLO CON TALADROS DIAMANTINOS	67
FIGURA 20: ESTIMACIÓN DE RECURSOS SOLO CON BLASTHOLE	67
FIGURA 21: CURVA TONELAJE LEY DE ENVOLVENTE ÓPTIMA DE RECURSOS	70
FIGURA 22: VISTA EN PLANTA DE PIT OPTIMIZADOS	79
FIGURA 23: SECCIÓN A-A' COMPARATIVO PIT SHELL	80
FIGURA 24: SECCIÓN B-B' COMPARATIVO PIT SHELL	80
FIGURA 25: VISTA EN PLANTA PIT FINAL.....	83
FIGURA 26: SECCIÓN C-C' PIT FINAL VERSUS ENVOLVENTE OPTIMA	84
FIGURA 27: VISTA PLANTA PIT FINAL.....	85
FIGURA 28: VISTA PLANTA 3D PIT FINAL	85
FIGURA 29: VISTA ISOMÉTRICA NS PIT CHECOCOLLO FASE 1	96
FIGURA 30: VISTA ISOMÉTRICA PIT CHECOCOLLO FASE 2	96
FIGURA 31: VISTA EN PLANTA PIT CHECOCOLLO FASE FINAL	96
FIGURA 32: VISTA EN PLANTA PIT MORRENAS FASE FINAL.....	98
FIGURA 33: VENTAS ANUALES ONZAS DE ORO	100
FIGURA 34: PRODUCCIÓN MINERAL DESMONTE PUCAMARCA	101
FIGURA 35: PRODUCCIÓN POR PIT	102

INDICE DE TABLAS

TABLA 1 CONCESIONES MINERAS MINSUR – PUCAMARCA	6
TABLA 2 PARÁMETROS GEOTÉCNICOS.	35
TABLA 3 MUESTRAS UTILIZADAS	38
TABLA 4 LITOLOGÍAS DEL MODELO GEOLÓGICO	39
TABLA 5 MUESTRAS SELECCIONADAS.....	41
TABLA 6 ANÁLISIS COMPARATIVO DE TALADROS DIAMANTINOS, BLASTHOLE Y MODELO DE BLOQUES.....	42
TABLA 7 RESUMEN DE VALORES DE TOP-CUT APLICADOS.....	46
TABLA 8 PARÁMETROS VARIOGRÁFICOS	47
TABLA 9 RESUMEN ESTADÍSTICO DE MUESTRAS SELECCIONADAS.....	48
TABLA 10 RESUMEN ESTADÍSTICO COMPOSITOS A 7.5 M.....	49
TABLA 11 ERROR RELATIVO PARA DIFERENTES TAMAÑO DE BLOQUE	55
TABLA 12 MODELO DE BLOQUES	55
TABLA 13 DENSIDAD DE ROCA	57
TABLA 14 PARÁMETROS PARA LA ESTIMACIÓN DE LEYES.....	59
TABLA 15 CRITERIOS DE CLASIFICACIÓN DE RECURSOS.....	62
TABLA 16 COMPARACIÓN GLOBAL DE LEYES PROMEDIO POR LITOLOGÍAS.....	63
TABLA 17 COMPARACIÓN HISTÓRICA DE RECURSOS	65
TABLA 18 CURVA TONELAJE- LEY DE RECURSOS IN SITU	68
TABLA 19 RECURSOS POR LITOLOGÍA PARA LEY DE CORTE 0,18 G/T AU	70
TABLA 20 CURVA TONELAJE LEY DE LA ENVOLVENTE ÓPTIMA PARA RECURSOS ..	71
TABLA 21 PARÁMETROS PARA OPTIMIZACIÓN DE RECURSOS	73
TABLA 22 PARÁMETROS DE OPTIMIZACIÓN	76
TABLA 23 RESULTADOS DEL CÁLCULO DE RESERVAS	78
TABLA 24 PARÁMETROS Y DIMENSIONES PARA EL DISEÑO DEL PIT	82

TABLA 25 RESUMEN DE RESERVAS.....	87
TABLA 26 RESERVAS POR LITOLOGÍA.....	87
TABLA 27 CURVA TONELAJE-LEY DE RESERVAS	87
TABLA 28 INVENTARIO DE RESERVAS POR BANCO	88
TABLA 29 INVENTARIO DE RESERVAS PIT CHECOCOLLO	92
TABLA 30 INVENTARIO DE RESERVAS PIT MORRENAS	93
TABLA 31 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PIT CHECOCOLLO	99
TABLA 32 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PIT MORRENAS	99
TABLA 33 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PUCAMARCA.....	100
TABLA 34 HORAS ANUALES POR EQUIPO.....	103
TABLA 35 LISTA Y NÚMERO DE EQUIPOS REQUERIDOS	104
TABLA 36 FLUJO DE CAJA MINA PUCAMARCA LOM VALORIZADO	107

INTRODUCCION

Pucamarca es una operación minera a tajo abierto con contenidos de oro y plata, propiedad de MINSUR S.A. perteneciente al grupo BRECA, está inició operaciones en febrero del 2013 luego de obtener todos los permisos de la autoridad competente.

El proceso productivo inicia en el tajo minero, este alimenta mediante camiones de 90 t a una chancadora giratoria con capacidad de 1,100 t/h, el producto resultante menor a 5" es almacenado en un stock pile con capacidad de 30,000 t, así mismo mediante un sistema de correas y alimentadores vibratorios el mineral es llevado hacia el área de reclamo, en este punto la roca fragmentada debe ser dosificada de cal en un ratio de 0,4 kg/t para ser trasladada mediante los mismos camiones al pad de lixiviación, los camiones son alimentados mediante un sistema de compuertas de manera automática para luego dirigirse al pad y conformar celdas de lixiviación de 8 m de altura normalmente el área de cada celda es del orden de 1 Ha.

Debido a la escasez de agua en el sector, el consumo de agua en el proceso es controlado, utilizando como ratio de riego 8 l/h-m² mediante sistema de goteo, el tiempo determinado en la cinética del mineral es de 60 días para obtener una recuperación del 65% aproximadamente con una dosificación de 90 ppm de cianuro de sodio, la cinética del material morrenico toma 80 días y la recuperación metalúrgica esperada es del 50%.

Una vez iniciada la percolación, la solución rica es trasladada mediante tuberías de conducción hacia la poza de solución rica (PLS); la solución rica almacenada es bombeada hacia cinco tanques de adsorción con capacidad de seis toneladas de carbón cada uno, estos absorben los principales metales, la solución resultante o solución pobre es llevada al tanque barren aquí se adiciona la concentración de cianuro necesaria para que mediante un circuito cerrado esta retorne al pad en el proceso de lixiviación.

Una vez que el carbón se satura este ingresa al proceso de desorción, para obtener mediante proceso de electrolisis el cemento electrolítico, posteriormente será llevado a la etapa de fundición para la obtención de barras dore culminando de esta forma el proceso productivo.

Para una correcta estrategia de explotación, Pucamarca desarrollo un plan de minado en el año 2007 desarrollado por la consultora AMEC en base al modelo de recursos y reservas vigentes, hoy en día debido a la nueva información registrada en la etapa de construcción se identificó la necesidad de actualizar el plan de vida de la mina de la unidad Pucamarca objetivo del presente informe con el propósito de mejorar el valor presente neto; para

ello fue necesario revisar y adecuar el modelo de recursos y reservas al estándar de reportes para informar sobre recursos minerales y reservas de mena (Código JORC), con esta información fue posible desarrollar un nuevo plan de minado de largo plazo optimo y adecuado a las nuevas consideraciones operativas tales como perfil de equipos adquiridos, rendimientos, ritmo de producción, costos operativos reales, confiabilidad de las leyes de mineral, recuperación entre otros. Esto permitió obtener un mejor valor presente neto, un ritmo de producción adecuado al perfil de equipos, nivel de ingresos homogéneos, necesidades de infraestructura e inversión, secuencia de extracción y finalmente obtener el flujo de caja global de la mina Pucamarca permitiendo conocer al grupo BRECA los recursos económicos con los que dispondrá durante los próximos años.

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1. UBICACION

La unidad minera Pucamarca se ubica, aproximadamente a 1,050 km al SE de Lima y 55 km al NE de Tacna, capital del departamento del mismo nombre. El área pertenece a la comunidad de Vilavilani, distrito de Palca, provincia de Tacna (ver Figura 1). Las coordenadas aproximadas del centro del área son 414,000E y 8, 030,000N (UTM, Zona 19K, hoja topográfica Palca 36-X, escala 1:100,000). La frontera con la República de Chile, al este del Cerro Checocollo, forma el límite oriental del proyecto.

La Unidad Minera Pucamarca se encuentra dentro de la concesión Frontera Uno, la cual fue adquirida bajo la modalidad de opción minera el 26 de febrero del 2002. El contrato tuvo un plazo inicial de 36 meses, con pagos semestrales y un pago futuro de regalías en caso se realice la extracción de más de 500,000 Oz de oro. Las regalías a pagar a SMRL Frontera Uno son de US\$ 10.00 por cada onza de oro adicional extraída del yacimiento. El proceso de transferencia de la concesión se concretó finalmente el 12 de julio del 2005.



Figura 1: Ubicación Proyecto Pucamarca

Se mantienen concesiones circundantes a la concesión Frontera Uno, con el objetivo de realizar trabajos exploratorios.

El área del proyecto comprende las siguientes concesiones mineras.

Tabla 1 Concesiones Mineras Minsur – Pucamarca

No	Código	Concesión	has	Concesionario
----	--------	-----------	-----	---------------

1	010000405L	Acumulación Pucamarca	700.00	MINSUR
2	010000405LA	Acumulación Pucamarca A	100.00	MINSUR
3	010009405LB	Acumulación Pucamarca B	484.15	MINSUR
4	010000305L	Acumulación Rio Azufre	3,082.78	MINSUR
5	010211904	Azufre Nueve	200.00	MINSUR
6	010079702	Frontera Uno	693.00	MINSUR
7	010022706	Rio Azufre Catorce	92.06	MINSUR
8	010022306	Rio Azufre Diez	100.00	MINSUR
9	010022506	Rio Azufre Doce	800.00	MINSUR
10	010057805	Rio Azufre Nueve	700.00	MINSUR
11	010057705	Rio Azufre Ocho	700.00	MINSUR
12	010022806	Rio Azufre Quince	306.45	MINSUR
13	010022606	Rio Azufre Trece	503.79	MINSUR
	TOTALES		8,462.23	

1.2. PROPIEDAD DEL TERRENO SUPERFICIAL

El 01 de mayo del 2003 se firmó un contrato de compra venta para adquirir 1,135 Ha de la Comunidad Vilavilani. Esta área comprende el yacimiento minero así como las áreas necesarias para la construcción de oficinas, planta de beneficio, botaderos de desmonte, etc.

El contrato se hizo efectivo el 21 de mayo del 2005, cuando se canceló la última cuota. La propiedad se halla debidamente inscrita en los Registros Públicos del Perú, tanto en lo que corresponde al sector de minería como los de propiedad.

1.3. TOPOGRAFIA

La topografía utilizada para el control de la operación es actualizada continuamente, MINSUR cuenta con equipo a tiempo completo para todas estas actividades, para tales efectos se utilizó el sistema PSAD 56.

Pucamarca cuenta con una poligonal cerrada compensada ajustada con puntos geodésicos de orden "C" los cuales tuvieron como punto de partida el punto denominado SAMA/2004 ubicado en el distrito de Sama provincia de Tacna, este punto geodésico es de orden "A" cuyas coordenadas UTM en el sistema WGS84 son 333831 N y 8029376 E.

Los detalles del punto geodésico se muestran a continuación:

1. DATOS GENERALES				
Cliente:	COMPAÑÍA MINERA MINSUR S.A.		Fecha:	24/05/2004
Coord. Cliente:	Ing. Lucio Pareja		Responsable:	Geod. Percy Dante C.
Proyecto:	Pucamarca		No. puntos GPS del proyecto:	01


2. UBICACIÓN				
Distrito:	Provincia	Departamento	Carta Nacional	Orden
Sama	Tacna	Tacna	36-u	" A "

Itinerario:
El punto de control SAMA BASE NE, se encuentra ubicado en el distrito de Sama Provincia y departamento de Tacna. Saliendo de Tacna en dirección hacia Lima, se encuentra a +- 60 minutos de viaje en auto. Por la altura del Km. 1250 de la panamericana Sur, a unos 150 m. a la derecha se divisa el punto de control que se encuentra en un área libre y no protegida.

Descripción del Punto:
El punto es un bloque de concreto de 60x60 cm. De lado y 1.50 de altura, en el centro se encuentra una placa de bronce de 4cm. De diámetro. Lleva inscrito los datos de servicio geodésico del ejército del Perú. Base Geodesica NE 1933.

Croquis:

Fotografía:

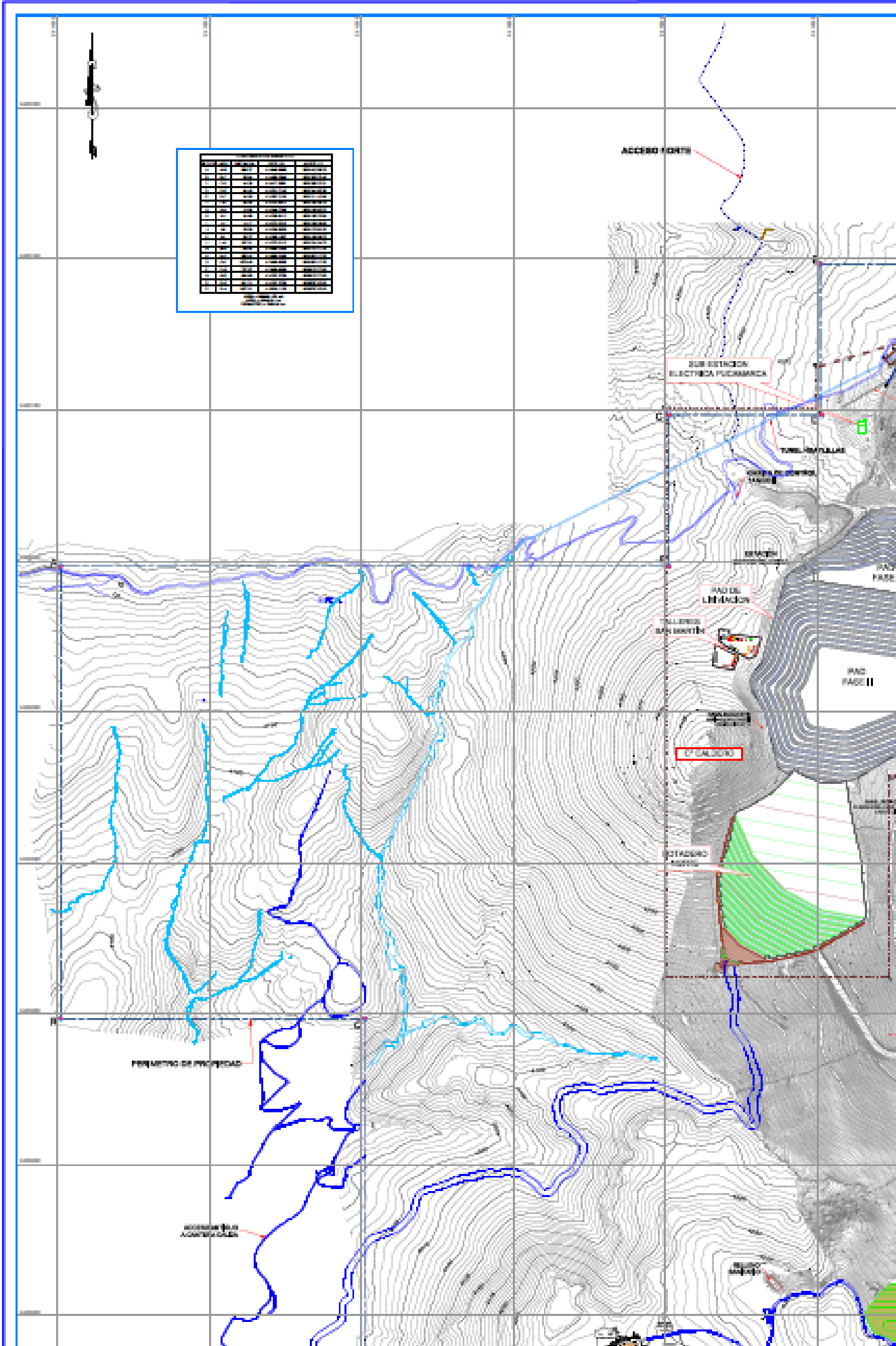


3. DATOS TECNICOS				
Ubicación Base:	Distancia línea Base:	Tiempo de Toma:	Precisión de toma:	
SAMA	0.00000	12h 00'	0.00106m	
HSA:		Latitud	Longitud	HGT Geoidal
COORDENADAS GEODESICAS	WGS-84	17° 49' 00.83700"	70° 34' 04.40040"	478.148
	PSAD-56	17°48'47.969244"	70°33'57.678968"	478.148
		Norte	Este	HGT Geoidal
COORDENADAS U.T.M.	WGS-84	333831.7331	8029376.0465	478.148
	PSAD-56	334017.64156	8029752.12823	478.148

Figura 2: Punto Geodésico SAMA/2004

El arreglo de las principales estructuras de la operación minera Pucamarca se muestra en la Figura 3, en donde se puede observar el pad de lixiviación

al noroeste del cerro Checocollo, colindando con la zona de chancado muy cerca del "*Truck Shop*" o taller de mantenimiento, el Botadero Norte se ubica al oeste del cerro Checocollo, en la quebrada opuesta al pad denominada Millune sobre las faldas del cerro Caldero, la poza de grandes eventos cuya capacidad es de 90,000 m³ se ubica al norte del cerro Checocollo junto a la poza de solución rica muy cercano al límite fronterizo Perú Chile.



NO.	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	VALOR UNITARIO	VALOR TOTAL
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
11
12
13
14
15
16
17
18
19
20
21
22
23
24
25
26
27
28
29
30
31
32
33
34
35
36
37
38
39
40
41
42
43
44
45
46
47
48
49
50
51
52
53
54
55
56
57
58
59
60
61
62
63
64
65
66
67
68
69
70
71
72
73
74
75
76
77
78
79
80
81
82
83
84
85
86
87
88
89
90
91
92
93
94
95
96
97
98
99
100

FREQ. MEDIO DE PRECIPITACION

ACCESO PARA ACCESORIOS

ACCESO NORTH

SUB ESTACION ELECTRICA PUEBLOARCA

TUNEL BAYALAN

CANAL DE DRENADO

BRACER

RANCHO LIBERTACION

CALLEJON SAN MARTIN

ESTACIONADO MADERA

RANCHO PARRA

RANCHO PARRA II

ACCESO PARA ACCESORIOS

CAPITULO II: GEOLOGIA DEL DEPÓSITO MINERO

El Proyecto Pucamarca geológicamente se encuentra dentro de secuencias sedimentarias hacia la base, así como secuencias vulcano sedimentarias hacia la parte media, mientras que hacia su parte alta secuencias volcánicas. Las secuencias que afloran dentro del área del proyecto y alrededores estratigráficamente van desde el Jurásico inferior hasta el cuaternario reciente.

Las rocas más antiguas corresponden a la secuencia de Volcánicos Junerata, supra yaciendo a ésta se encuentra la Formación Pelado. Descansando sobre esta se encuentran las secuencias clásticas del Grupo Yura (formaciones Ataspaca y Chachacumane). En discordancia angular, supra yaciendo al grupo Yura, se encuentran los conglomerados Chulluncane y los volcánicos sedimentarios Toquepala. Sobre ellos la serie volcánica Huilacollo (en estos volcánicos se ubica la mineralización del proyecto). Posteriormente se depositan los volcánicos Huaylillas y seguidamente los volcánicos Barroso. Supra yaciendo a estos se han depositado mantos discontinuos de naturaleza aluvial, coluvial y fluvio-glacial,

que conforman los depósitos más recientes. Algunas de estas secuencias presentan inyecciones de flujos de rocas intrusivas en forma limitadas, mayormente de composición intermedia, las que gradan de granodiorita a diorita. Estas intrusiones se les relacionan como fases marginales del Batolito de la Costa.

La mineralización económica presente en el proyecto, se le define como un depósito epitermal de alta sulfuración, con mineralización de oro plata dentro de secuencias oxidadas, así como otra mineralización de oro plata asociada con ligera presencia de sulfuros de cobre. Los depósitos se ubican en los cerros Checocollo - Morrenas y Caldero respectivamente.

Las zonas mineralizadas han determinado secuencias de alteración hidrotermal a manera de aureolas que encierran las áreas mineralizadas. Las partes centrales mineralizadas han sido moderada a fuertemente silicificadas, con algunos sectores a manera de diques arcillosos (caolinización). Bordeando la parte central dentro de la secuencia volcánica denominada Huilacollo, tenemos una alteración del tipo argílica. Bajo el mismo contexto geométrico, todas estas fases han sido bordeadas por un estadio de alteración hidrotermal del tipo cloritización.

2.1. ESTRATIGRAFIA REGIONAL

La columna estratigráfica del área se describe a continuación.

2.1.1. Volcánicos Junerata:

Está formada por una gruesa secuencia de derrames volcánicos ácidos de color blanco. Adicionalmente, ocurren flujos de composición andesítica. Se le asigna una edad Jurásica inferior.

2.1.2. Formación Pelado:

Esta formación consiste de calizas y calizas silicificadas, en parte bituminosas, las cuales están intercaladas con horizontes gruesos de lutitas y limolitas calcáreas. En la base se presenta un paquete de conglomerados con clastos volcánicos, con una consistencia maciza. Se le asocia una edad Jurásica inferior.

2.1.3. Grupo Yura formación Ataspaca:

Esta unidad consiste de areniscas cuarcíferas pardas, intercaladas con lutitas de color gris oscuras o rojos con algunas capas de calizas oscuras. Se le asigna una edad jurásica superior.

2.1.4. Grupo Yura Formación Chachacumane:

Está formada por cuarcitas grises y claras, con intercalaciones de areniscas, lutitas y limolitas oscuras y carbonosas. Se le asigna una edad Cretácica inferior.

2.1.5. Grupo Toquepala. Formación Chulluncane:

Formación constituida por conglomerados polimícticos de color gris oscuro y

marrón rojizo. Los clastos son cuarcitas, andesitas, calizas, dentro de una matriz arenosa tufácea. Presenta una edad cretácica superior.

2.1.6. Grupo Toquepala Formación Toquepala:

Está formada por derrames y piroclastos andesíticos, dacíticos y riolíticos, con presencia de lentes de conglomerados y areniscas feldespáticas. Se le asigna una edad cretácica superior a terciario inferior. Se trata de una formación volcánica continental. Consiste de una secuencia de derrames andesíticos con color verde a violeta, las que se intercalan con brechas andesíticas, aglomerados y tufos dacíticos y riolíticos de coloraciones claras. Por su ubicación se le asigna una edad terciario inferior.

2.1.7. Volcánicos Barroso:

Están constituidos por tufos y lavas de composición traquítica con cantidades menores de andesita. Se le asigna una edad terciario superior.

2.1.8. Depósitos Fluvioglaciares:

Estos depósitos corresponden a los antiguos frentes de fusión de glaciares cuaternarios que depositaban los materiales arrastrados por los hielos, dejando una cobertura de materiales finos, constituidos por limos, arenas y grava fina. Estos depósitos conforman áreas de bofedales o de mal drenaje. Se extienden hasta cotas de 3500 msnm.

2.1.9. Depósitos Coluviales:

Son acumulaciones constituidas por materiales de diverso tamaño pero de litología homogénea, englobados en una matriz limosa. Se han formado por la alteración y desintegración de las rocas ubicadas en las laderas de los cerros.

2.1.10. Depósitos Aluviales:

Son acumulaciones fluviales de materiales sueltos a medianamente consolidados, de naturaleza heterogénea y heterométrica, que han sido transportados grandes distancias por las corrientes fluviales. Están formados por cantos y gravas redondeadas.

2.1.11. Rocas Intrusivas:

Este tipo de rocas se presenta en forma limitada, se les relaciona como intrusiones marginales del Batolito de la Costa. Las rocas aflorantes van desde dioritas a granodioritas.

2.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL

El rasgo estructural regional más importante del área del Proyecto lo conforma el sistema de fallas Incapuquio. Este sistema se les reconoce en la costa sur del Perú por más de 150 Km y su trazo se expone desde la quebrada Huaracane, 5 Km al N5°W de Moquegua, hasta la frontera con

Chile.

Su actividad tectónica principal parece haber sido el desplazamiento de rumbo lateral izquierdo. Es un sistema bastante antiguo y profundo, posiblemente desde fines del Cretáceo (Paleógeno) o antes, ya que parece haber tenido influencia en la generación y emplazamiento de los pórfidos que dieron lugar a los yacimientos de Toquepala, Quellaveco y Cuajone. En este aspecto, es interesante mencionar que la estructura principal en la mina Toquepala es una diatrema con todos los tipos de rocas y brechas, que caracterizan a esta clase de estructura subvolcánica.

En el extremo sureste de la frontera con Chile, el sistema Incapuquio esta, en parte, cubierta por los volcánicos Huaylillas y Barroso; por lo tanto, su traza no es fácilmente observable en el terreno. A pesar de ello y debido a la reactivación del fallamiento a lo largo del tiempo (en la fotografía satelital), se observa dos fallas mayores, que estando separadas 9 Km, estarían definiendo el límite en su ancho del fallamiento Incapuquio. Estas dos fallas han sido denominadas Falla Sur y Norte.

Entre estas dos fallas aparecen fallas tensionales, entre las que destaca es la que pasa por entre los cerros Caldero y Checocollo.

2.3. GEOLOGIA LOCAL Y MINERALIZACIÓN

La geología local comprende una secuencia volcanoclástica de composición

andesítica – dacítica de la formación Huilacollo, intruida por un stock irregular de un pórfido cuarcífero en el cerro Checocollo y otro pórfido andesítico en el cerro Caldero. El pórfido cuarcífero es monomíctico en su parte baja y cuando llega al tope se hace polimíctico, en esta parte se observan fragmentos angulares de los volcánicos Huilacollo y fragmentos subangulares de pórfido de cuarzo. Esta última secuencia se le denomina Brecha Híbrida, debido a su mezcla heterogénea, está fuertemente obliterada por varios eventos diastróficos y de alteración hidrotermal.

Un vulcanismo hipo abisal, subsecuente a la intrusión del pórfido cuarcífero, produjo un sistema complejo de brechas de explosión (tufo brecha), asociadas al proceso de formación de una diatrema, con alto contenido gaseoso; así como, a una brecha híbrida en la parte superior del aparato volcánico. Diques, cuellos y pipas de tufo-brecha; así como diques de tufisita, cruzan en diferentes direcciones todo el sistema.

Los volcánicos Huilacollo afloran al N, S y E del cerro Checocollo. Su composición es andesítica-dacítica y comprende derrames de lava, piroclastos, brechas de flujo, aglomerados y tobas de grano grueso. En los alrededores del proyecto, margen izquierda del Canal Ushusuma, esta unidad se presenta fuertemente cloritizada, producto de la interacción del pórfido feldespático con los volcánicos que afloran en cerro Caldero.

En profundidad, principalmente en los sondajes del cerro Caldero, los volcánicos Huilacollo están silicificados y moderadamente piritizados. La textura dominante es una brecha polimíctica, fuertemente angular, gruesa.

En los alrededores del cerro Checocollo, los volcánicos están fuertemente alterados. La textura esta obliterada a un agregado de sílice gris, que en la mayoría de las veces es 98% SiO₂ y en cantidades menores, alunita, óxidos de hierro y arcillas. La roca adquiere un aspecto poroso, fino (*micro vuggy*), ocasionalmente, concoidal y menos frecuente de aspecto azucarado.

Minerales de alteración presentes en los volcánicos silicificados son: Alunita blanca, en agregados irregulares a veces rellenando cavidades de lixiviación de feldespatos, oropimente, rejalgar, azufre nativo y menos frecuente cinabrio.

2.3.1. Pórfido Feldespático

Por su composición es un típico pórfido andesítico, en superficie los afloramientos son escasos dado que el pórfido esta alterado a facies argílicas. Las mejores exposiciones están en la ladera norte del cerro Caldero y en profundidad se ha reconocido en la ladera oeste del cerro Checocollo.

2.3.2. Alteración hidrotermal

La silicificación intensa y argilización moderada son las formas más comunes de alteración hidrotermal en el Proyecto Pucamarca. La silicificación, en su grado máximo (96 a 99% SiO₂), se observa en el cerro Checocollo con sus facies gradacionales hacia fuera.

La silicificación intensa ha obliterado las unidades litológicas presentes en el

cerro Checocollo. Un corte idealizado desde el centro de la máxima alteración hidrotermal hacia sus bordes, presenta la brecha híbrida y el pórfido cuarífero fuertemente silicificados y fracturados, distribuidos a manera de un casquete, descansando en el pórfido de cuarzo. El tufo brecha, que es el pulso más antiguo de la estructura diatrema, muestra clara evidencia de la silicificación aunque en menor intensidad que la observada en las otras unidades. Los diques de tufisita y la brecha fragmental exhiben una menor silicificación y es por ello, que se considera a la silicificación como un proceso intermitente, que habiendo actuado desde la fase final de la consolidación del pórfido de cuarzo decayó en intensidad hasta prácticamente ser mínima durante el emplazamiento de los diques de tufisita. La silicificación continuada y la actividad tectónica intermitente produjeron, inicialmente, brechización y luego silicificación.

2.3.3. La Propilitización

Se da en los volcánicos Huilacollo, a manera de un halo periférico, se observa tanto en el cerro Checocollo como en Caldero.

La mineralización observada en el Proyecto Pucamarca es de dos tipos: sulfuros y metales preciosos en la fase de óxidos. La mineralización sulfídica ocurre en el cerro Caldero, mientras que el mineral oxidado se encuentra mayormente en el cerro Checocollo y Morrenas y en menor presencia en el cerro Caldero. En el cerro Caldero, los sulfuros se presentan como granos diseminados y venillas discontinuas en el Pórfido Feldespático y en los

Volcánicos Huilacollo. Entre los sulfuros tenemos pirita, bornita-covelita-calcocita, calcopirita, baritina-alunita (en vetas y/o agregados irregulares). En el cerro Checocollo, la mineralización de sulfuros se presentan como parches aislados de calcocita-bornita-covelita y pirita subordinada. Esta ocurrencia no es frecuente.

La mineralización de metales preciosos de oro y plata, es del tipo diseminado y está asociado a una fase deposicional de más baja temperatura que la sulfídica y está relacionada a un depósito tipo epitermal de alta sulfuración. La asociación presente más representativa es oro – oropimente – rejalgam – cinabrio – azufre. La mineralización de oro está especialmente relacionada con la silicificación intensa, zonas de brechas, contactos litológicos y zonas de brecha impregnada con óxidos de hierro. El comportamiento de los elementos trazas es el ya establecido en otros yacimientos epitermales de características similares. El antimonio, mercurio y azufre muestran un fuerte incremento cuando los valores de oro y plata son más altos.

La estructura principal más saltante en la zona es la diatrema, representada por las unidades: Tufo-brecha, tufisita fragmental y tufisita, tiene en afloramiento muy escasa expresión, esta estructura se visualiza mejor en las secciones transversales, ejecutadas en el cerro Checocollo. Dentro de la diatrema se observa un fallamiento normal del tipo concéntrico, que no es muy fácil reconocerlo en los cores de la campaña de perforación. Este tipo de fallamiento estuvo directamente relacionado al movimiento ascendente –

descendente (tipo pistón) que produjo la brecha híbrida y luego, sucesivamente en varias etapas el tufo brecha.

Como estructuras secundarias de tipo local tenemos los fallamientos locales del tipo transversales a las extensiones del sistema de fallas Incapuquio, que pasan por los cerros Caldero y Checocollo.

CAPITULO III: ANALISIS Y DISEÑO DE ESTABILIDAD DE TALUDES

En taludes de roca la inestabilidad puede ocurrir como resultado de cortes o separaciones a lo largo de discontinuidades de geología estructural, juntas, fallas, foliaciones, etc. En fracturas pobres o alteradas los taludes pueden estar sujetos a degradación y a generación de fallas de roca los cuales pueden resultar en inseguras condiciones de trabajo. En muchos taludes altos o taludes conformados por muchas fracturas o macizos rocosos débiles la inestabilidad puede ocurrir como un resultado de la falla a través del macizo rocoso. Varias combinaciones de falla a lo largo de las discontinuidades y a través del macizo rocoso pueden ser también posibles.

El óptimo diseño de un tajo abierto es aquel que maximiza el ángulo de talud global, minimiza el riesgo de la inestabilidad del talud final y provee de seguridad y eficiente movimiento de personal, equipo y materiales durante el proceso de minado. Una práctica standard es diseñar el Pit con bancos y excavaciones de talud bajo tales condiciones de control que ninguna falla ocurra, y que estas sean efectivamente controladas sobre los bancos.

El análisis de estabilidad de taludes del proyecto Pucamarca comprende el estudio de posibles modos de fallas envolviendo discontinuidades geológicas estructurales que pueden resultar en fallas superficiales de bancos individuales.

Los resultados de estos estudios fueron usados en conjunto con el estudio de calidad del macizo rocoso para desarrollar las recomendaciones del diseño preliminar de ángulos de talud del tajo abierto final.

Los análisis luego fueron conducidos hacia estudios de la potencial falla en la profundización del tajo abierto propuesto.

3.1. GEOMETRÍA BÁSICA DEL TALUD

La unidad de diseño más pequeña para el talud es un banco singular, definido por la altura de banco (H), ancho de berma (L) y ángulo de la cara de banco (β).

La geometría del banco puede estar definida en términos del ángulo de la cara del banco efectivo (β_{eff}) y ancho de berma efectivo (L_{eff}).

Para Pucamarca la base del tajo propuesto será de bancos singulares de 10 metros de altura en algunos casos se realizara doble banco debiendo eliminar en ancho de berma.

Los segmentos de talud comprenden bancos contiguos entre accesos descansos estos son conocidos como taludes interrampas. El ángulo de talud interrampa (θ) es definido como el ángulo bajo la horizontal con la línea

que conecta la cresta de un banco individual que comprende el segmento del talud interrampa. Por definición el ángulo interrampa (θ) es siempre menor que el ángulo cara de banco (β) y menor que el ángulo cara de banco efectivo (β_{eff}).

El ángulo de talud global (α) es definido como el ángulo que conforma la horizontal con la línea que conforma la cresta o toe del tajo abierto (ver Figura 4).

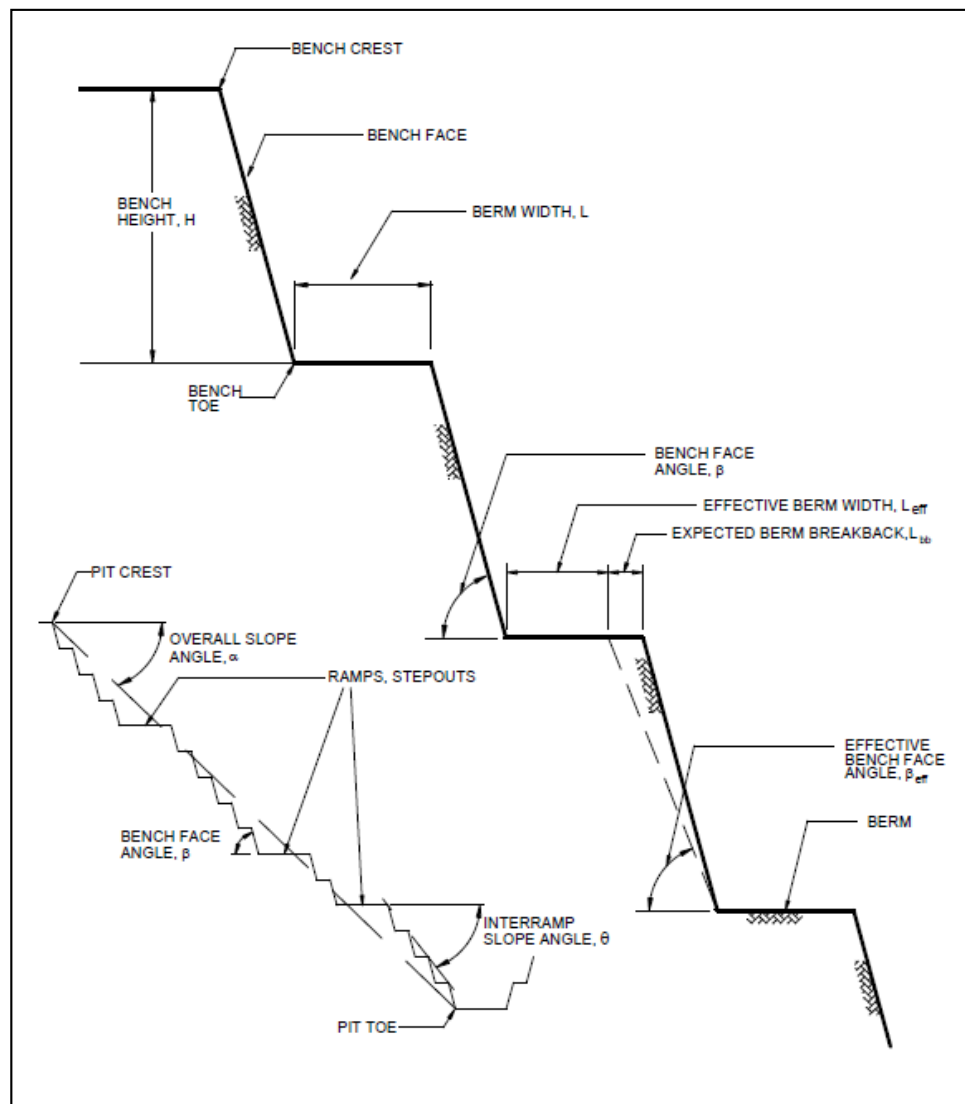


Figura 4: Diseño General para Taludes Mineros

3.2. ANALISIS Y DISEÑO DE ESTABILIDAD DEL TALUDES INTERRAMPAS

Para realizar el diseño de sectores es necesario primero dividir el Pit en áreas de acuerdo a la orientación y característica de sus discontinuidades y la orientación de los taludes se esperan sean consistentes, los taludes con diferentes estructuras geológicas deberán tener un comportamiento diferente. Así mismo pueden ocurrir diferentes modos de falla en taludes con diferente orientación. Las zonas con geología estructural y orientaciones de talud del Pit consistentes son llamados “Diseño de Sectores”.

Es de este modo que el Pit final propuesto por MINSUR fue dividido en cuatro diseño de sectores esto se detalla en la Figura 5.

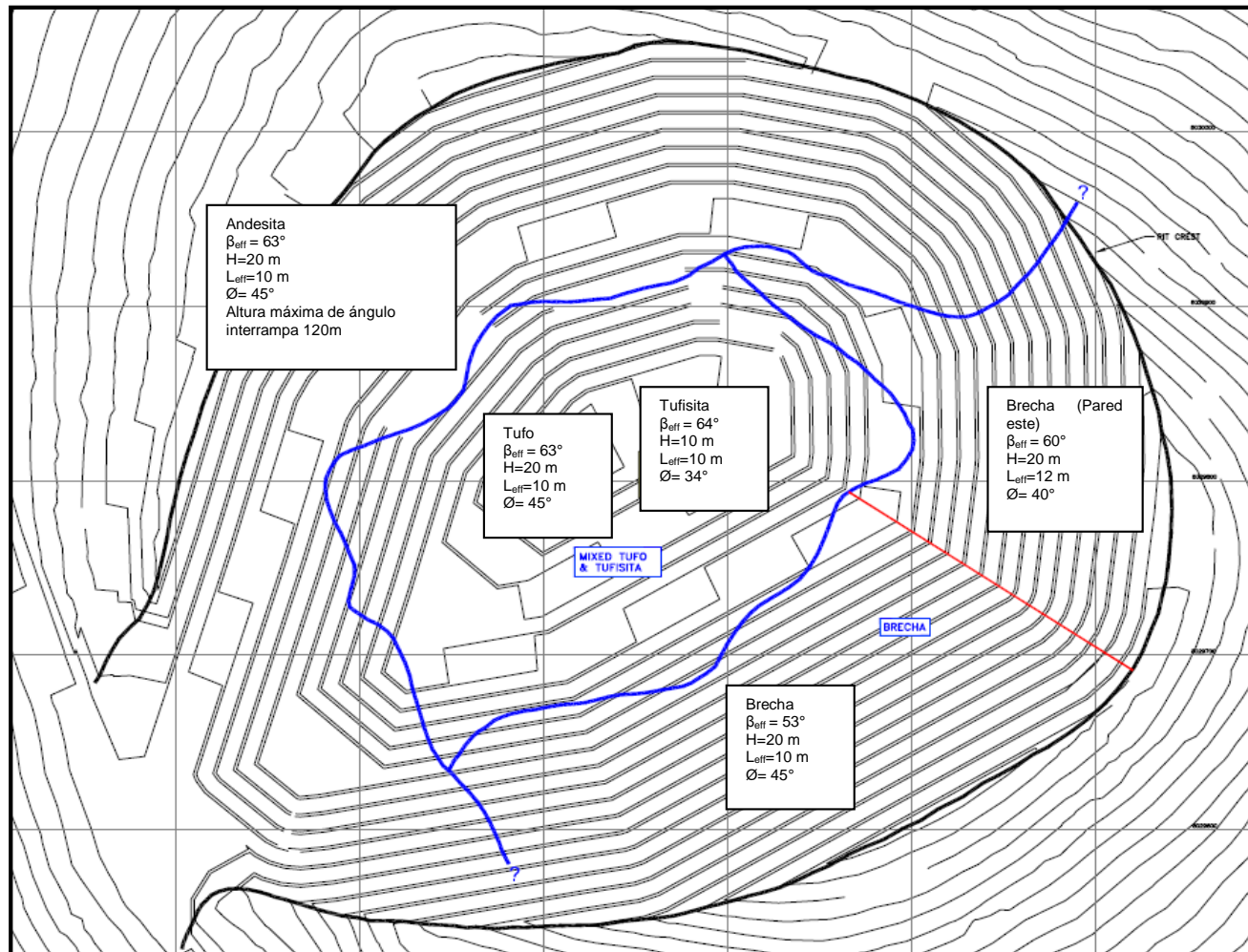


Figura 5: Sectores Geotécnicos para el Tajo Checocollo

3.3. IDENTIFICACIÓN DE POSIBLES FALLAS CINEMÁTICAS

Para cada sector de diseño, orientaciones de discontinuidades pico provenientes del programa de mapeo superficial y orientación de testigos en el dominio estructural y tipo de roca relevante fueron plotados sobre el hemisferio inferior por el método de proyección estereográfica de áreas iguales. La orientación de talud propuesto fue también revisada sobre las proyecciones. Debido a los diferentes orígenes de los conjuntos de información, proyecciones y estudios separados fueron completados para el mapeo superficial y para la base de datos de orientación de los testigos o cores de perforación.

Cada proyección fue usada para identificar el posible modo de falla cinemática. Tres tipos básicos de posible modo de falla cinemática fueron identificados estos son falla en cuña, falla planar y derrumbe.

Una posible falla en cuña fue definida como un bloque formado por la intersección de dos discontinuidades que pueden cortarse a lo largo de sus líneas de intersección, si la aparente caída de la línea de intersección está debajo del corte de la cara del banco o talud. Un posible modo de falla planar es definido como un bloque que puede cortarse a lo largo de una solo discontinuidad planar, si la cara del banco o talud sobre cortan el buzamiento aparente de la discontinuidad y existe una salida lateral conveniente. Un posible modo de falla de derrumbe ocurre cuando los espaciamientos de las discontinuidades son cerrados o en algunos casos una solo discontinuidad conformar la falla mayor de la zona. Para estos estudios la separación de las

proyecciones fue preparada para cada litología dentro de cada tipo de roca y para cada sondaje. Un total de 54 proyecciones fueron realizadas. Todas las proyecciones para un sector de diseño y tipo de roca dado fueron revisadas juntas para determinar las fallas de control.

3.4. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE FALLA CINEMÁTICAS

El análisis de estabilidad del equilibrio limite simplificado fue desarrollado para cada posible modo de falla plana y de cuña para ayudar a evaluar su impacto potencial sobre la estabilidad de los bancos, análisis de estabilidad específico no fueron desarrollados para modos de falla de derrumbe, un derrumbe es un mecanismo de falla complejo y requiere un análisis racional con conocimiento de detalle de la continuidad y espaciamiento del conjunto de discontinuidades.

La voladura puede tener un impacto sustancial sobre la estabilidad cinemática. Un pobre control de voladuras cercanas en las paredes finales puede resultar en un significativo crecimiento de las discontinuidades existentes con una pérdida en el esfuerzo de corte. Los resultados indican que el esfuerzo de corte efectivo de las discontinuidades es relacionado con la cantidad de presión de corte y con un crecimiento asociado. El máximo, o esfuerzo pico ocurre en una fase temprano en el ensayo donde hubo relativas pequeñas deformaciones de corte. El mínimo o residual esfuerzo ocurre después de una cantidad substancial de presión de corte. Este resultado no es único para Pucamarca, es comúnmente observado en

muchos laboratorios y programas de ensayo de campo desarrollados sobre discontinuidades naturales.

En términos prácticos, en la ausencia de perturbaciones por voladura, pueden relacionarse los esfuerzos de discontinuidades pico cuando se evalúan los posibles modos de falla de estabilidad cinemática.

Al otro lado final del análisis donde no hay o hay poco esfuerzo echo sobre el control del daño de voladura sobre las paredes finales, puede ser apropiado asumir esfuerzos residuales con cohesión cero. En realidad en presencia de buenas paredes finales por prácticas de voladura, al menos algunos daños por este factor deberían ser esperados. En el caso de perturbaciones limites, esto podría ser apropiado para asumir un criterio de esfuerzo de corte que sea intermedio entre el máximo y el residual.

Los análisis fueron desarrollados para las geometrías de bancos simples y bancos dobles. Los análisis fueron desarrollados usando un programa propio que evalúa las combinaciones posibles de las discontinuidades pico, analiza la performance de la geometría para conocer si la combinación es cinemáticamente posible para la orientación de talud dado, y calcula el factor de seguridad. El análisis de estabilidad es desarrollado usando técnicas de análisis rigurosas para fallas planares y en cuña publicados por Hoek y Bray (1981). Los resultados del análisis de estabilidad fueron datos numéricos que luego fueron analizados estadísticamente.

Para simplificar el análisis, todos los modos de falla fueron asumidos como secos o despresurizados. Debido a la perturbación por voladura y esfuerzos aliviados como resultado del minado.

3.5. DETERMINACIÓN DEL MODO DE FALLA CRÍTICO:

No todos los posibles modos de falla cinemáticos tienen el mismo impacto sobre la estabilidad del talud o sobre el diseño del talud. El Factor de Seguridad de algunos modos de falla puede ser increíble. Otros modos de falla pueden ser también oblicuos hacia el talud esto es una práctica importante. Aun otros pueden ser formados sobre discontinuidades que están débilmente desarrolladas o tienen poca continuidad y por lo tanto son imposibles de ocurrir. Sin embargo es necesario evaluar los posibles modos de falla cinemáticas sobre un talud de diseño crítico.

Para el propósito de este estudio se definieron posibles fallas planares o en cuña teniendo un cálculo de factor de seguridad menor o igual que 1,2 teniendo como condición que la dirección de buzamiento real sea menor a 30° oblicuo a la dirección de buzamiento del talud. Para fallas en cuña, el azimuth de la línea de intersección debe ser menos que 45° oblicuo a la dirección de buzamiento del talud para ser considerado crítico. El modo potencial de derrumbe fue considerado crítico si la caída de la discontinuidad fue menor que 30° oblicuo a la caída del talud y buzamiento mayor que aproximadamente a 65° dentro del talud.

Para facilitar la evaluación cualitativa de los resultados de este estudio, modos de falla crítico fueron identificados sobre las proyecciones estereográficas para cada sector diseñado. Fallas críticas en cuña fueron identificadas por un punto sólido y la línea de intersección de la cuña. Criterios de Fallas Planares fueron identificados por un arreglo que representa el vector de buzamiento sobre el plano.

3.6. EFECTO DEL MODO DE FALLA CRÍTICO EN LA ESTABILIDAD:

El ángulo de cara de banco efectivo es definido como el ángulo el cual se espera se produzca un corte posterior, debido a la ocurrencia de una falla crítica. Para el propósito de esta definición todos los modos de falla crítico son considerados como continuos a lo largo de la altura del banco.

El objetivo de este análisis fue determinar un apropiado corte posterior o cara de banco, con la finalidad que sea la base de la geometría del diseño de los bancos y consecuentemente, el ángulo de diseño interrampas. Para llevar a cabo este objetivo cada una de las proyecciones estereográficas fue estudiado con respecto a la cantidad y concentración de posibles fallas cinemáticas, el rango preferente de buzamiento y caídas de falla, factores de seguridad de fallas y el esfuerzo o concentraciones de los planos formando una posible falla cinemática basado sobre el estudio estructural. La variación entre los esfuerzos de corte de las discontinuidades pico y residual fueron también tomados en cuenta. Debido a la amplia variación en los resultados de los análisis debido a la profunda sensibilidad del criterio de

esfuerzo de corte asumido y de la base de datos de estructuras naturales, no fue posible derivar un simple diseño racional el cual tenga un solo factor de seguridad o probabilidad de criterio de falla. Mejor dicho este paso final fue basado sobre una asimilación compleja de la información y de la ingeniería de precisión.

Los ángulos de cara de banco elegidos para las diferentes litologías son de la siguiente manera: en brechas sobre el sur y sureste en las paredes del Pit un ángulo de cara de banco de 63° fue elegido, mientras que sobre las paredes este un ángulo de cara de banco de 60° fue elegido, para las paredes oeste un apropiado ángulo de cara de banco fue elegido debido a un desarrollo moderadamente bueno. En andesita sobre las paredes oeste, noroeste, norte y noreste un ángulo de cara de banco igual a 63° fue seleccionado. El tufo ocurre en la parte baja del Pit final propuesto en ambos dominios estructurales, norte y sur, pero todas las orientaciones de los sectores de diseño fueron estudiadas; un ángulo de cara de banco de 63° fue elegido para esta litología. Tufosita uso valores de 64° esto basándose en experiencias de similares tipos de roca en otras minas.

3.7. CRITERIOS DE DISEÑO DE ANGULO INTERRAMPAS:

Este es solo uno de los componentes del diseño del talud interrampas. Para completar el diseño es también necesario especificar la altura de banco y el ancho de berma efectivo, para diseños preliminares propuestos, la altura de banco definida fue de 10 m o para doble banco 20 m el incremento en el

ancho de berma generalmente no es directamente proporcional al incremento en la altura de banco y los ángulos de taludes interrumpa empinados son por lo tanto teóricamente posibles con un doble banco.

Sin embargo la altura de banco puede también incrementar el potencial tamaño de falla y puede presentar un riesgo inaceptable con respecto a la falla de la roca.

La decisión de la generación de doble banco o no en Pucamarca fue basada preliminarmente sobre la competencia del macizo rocoso, el banqueo doble fue considerado apropiado para litologías masivas como andesita, brecha y tufo. Banqueo simple fue considerado apropiado en la menos competente, Tufisita.

El ancho de berma efectivo es la cantidad de ancho de banco que se requiere para seguir el corte posterior. Esto dependerá de la cantidad de accesos que es requerido hacia el talud, y sobre el tamaño de las fallas que deberán ser contenidas. En general el ancho de berma efectivo es requerido para controlar la altura de banco, debido a que el tamaño de falla crece con el incremento de la altura del banco. Para diseños preliminares un mínimo ancho de berma efectivo de 10 m fue elegido para bancos simple en Tufisita.

Para dobles bancos en rocas más competentes un mínimo de ancho de berma de 10 m también fue elegido. Cabe señalar que en las paredes este de la roca competente tipo brecha el diseño elegido constara de bancos doble pero de ancho de berma de 12 m debido a la proximidad del límite internacional por lo que se consideraron valores conservadores.

Combinando los ángulos de cara de banco con las alturas de banco descritas arriba y el ancho de berma, campos de ángulo de talud interrampas se obtuvieron en el rango entre 34° hasta 45°. Bancos y criterios de diseño interrampas fueron hallados individualmente para cada sector diseñado.

En Tufusita con la experiencia en similares tipo de roca en otras minas un nominal angulo interrampas de 34 ° será excavada usando 64° de ángulo de cara de banco, altura de banco 10 m. y ancho de berma de 10 m.

3.8. ANÁLISIS DE ANGULO DE TALUD GLOBAL

Como se discutió arriba, la altura de los ángulos de talud o taludes en roca muy alterado y fracturada puede estar sujeta a una inestabilidad de talud general debido a fallas del macizo rocoso o a la combinación de fallas estructurales del macizo rocoso. Cabe mencionar que información estructural a escala del depósito no estuvo disponible para este estudio, pero el análisis geométrico de estabilidad fue conducido para determinar la sensibilidad de cada roca y la variación de la altura de talud y el ángulo interrampas. Debido a que el talud final propuesto de Pucamarca tiene límites de altura, y esfuerzo del macizo rocoso en las rocas más competentes “Andesita”, “brecha”, y “Tufo” se espera que la altura sea moderada hacia alta.

El análisis de estabilidad de taludes fue realizado usando el programa SLIDE, este programa puede ser usado para calcular un factor de seguridad

para una geometría de talud específica usando variadas técnicas de análisis. Para este estudio, se utilizó el análisis por método de Jambu Modificado de dovelas. Esto utiliza técnicas de equilibrio límite para hallar la fuerza de equilibrio que permita evaluar fallas circulares y no circulares sobre la superficie.

Para cada análisis, muchos modos de falla fueron evaluados. Búsqueda de fallas no circulares fueron usadas para determinar la superficie de falla crítica (superficie con el menor factor de seguridad).

Para el análisis en andesita, brecha y tufo, el criterio de esfuerzos de corte del macizo del Hoek y Brown fue previamente descrito para cada unidad litológica. Para el análisis en Tufisita, los esfuerzos lineales de Mohr-Coulomb fueron aplicados. Las condiciones de agua subterránea para Pucamarca fueron consideradas como secas.

La máxima altura del talud para el Pit final propuesto cuyo factor de seguridad será 1,2 es resumida en la Tabla 2 para determinar el rango óptimo del análisis de estabilidad general.

Tabla 2 Parámetros geotécnicos.

TIPO DE ROCA	SECTOR	MAXIMA ALTURA DE TALUD APROXIMADO (m)	RANGO DE ALTURA PARA EL ANALISIS DE ESTABILIDAD (m)
ANDESITA	SUROESTE	90	70 hasta 150
	NOROESTE	80	
	NORTE	120	
	NORESTE	100	
BRECHA	ESTE	150	100 hasta 200
	SURESTE	130	
TUFO	SURESTE	60	60 hasta 100
	SUROESTE	50	
	NOROESTE	80	
TUFISITA	ALL	Mayormente < 30	20 hasta 80

Como se muestra en la Tabla 2 los taludes interrampas por encima de 120 m de altura en andesita podrán ser desarrollados para un factor de seguridad de al menos 1,2, si los taludes interrampas exceden los 120 m de altura en andesita, el ángulo de talud interrampas tendera a decrecer. Es por ello que para alturas de taludes entre 120 a 140 m en andesita, el ángulo de talud interrampa estará limitado hasta 42°. Para alturas de alturas de talud interrampas entre 140 y 160 m, el ángulo interrampas deberá ser 40°.

Para la brecha, taludes interrampas excedentes a 200 m de altura, pueden ser realizados con un ángulo interrampas de 45° logrando factores de seguridad mayores a 1.2, similarmente en tufo, taludes interrampas sobre los 100 m podrán ser realizados con un ángulo de talud interrampas de 45° logrando factores de seguridad mayores que 1,2.

La mayoría de los taludes en Tufusita son menores a 30 m de altura, taludes interrampas de altura mayor a 30 m pueden ser realizadas con un ángulo de

talud interrampas de 34° logrando un factor de seguridad de 1,2. Si taludes significativos con alturas muy por encima de los 30 m en Tufisita son realizados durante el minado, un diseño alternativo de taludes deberá ser realizado.

3.9. ANALISIS DE ESTABILIDAD Y SISMICIDAD

Existe muy poca información que enlace fallas de taludes catastróficos con eventos sísmicos específicos, en suma, dada la relativa competencia del macizo rocoso y dado sus límites de altitud de taludes contemplado para Pucamarca, se espera que si la inestabilidad sísmica inducida ocurre, esto deberá ser controlado por banqueo simple o por múltiples bancos considerando fallas mayores que la estabilidad general del talud.

En esta consideración, se espera que este tipo de inestabilidad pueda ser razonablemente mitigado por la geometría de los bancos y limitados por la altura de taludes interrampas.

CAPITULO IV: MODELO DE ESTIMACION DE RECURSOS

La metodología general utilizada para el cálculo de los recursos en mina Pucamarca ha seguido las recomendaciones del código JORC y se resume en los siguientes puntos:

- Interpretación litológica y selección de la información.
- Creación de compositos de 7,5 m.
- Análisis Geoestadísticos.
- Modelo de Bloques de volúmenes.
- Estimación de leyes.
- Clasificación de recursos.
- Validación del modelo.
- Evaluación de los recursos.

4.1. BASE DE DATOS DE MUESTRAS

La base de datos de las muestras utilizadas se consignan en la Tabla 3:

Tabla 3 Muestras utilizadas

DESCRIPCION	CODIGO	NUMERO	LONGITUD	LONG. PROMEDIO TALADRO (m)	MUESTRAS	
					Au	Ag
Taladros Diamantinos	DD	174	41,547	239	18,186	18,186
Trincheras superficiales	TREN	1,423	2,846	2	1,042	1,169
Galerías	UG	15	622	41	507	467
Taladros de Producción	BH	22,239	157,491	7	20,586	16,584

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Se utilizaron un total de 41,457 m de perforación diamantina equivalentes a 18,186 muestras de taladros diamantinos analizadas para oro y plata, además durante la campaña exploratoria se realizaron trincheras superficiales en la periferia del cerro Checocollo estas fueron muestreadas cada dos metros alcanzando 1,042 y 1,169 muestras para oro y plata respectivamente; las galerías subterráneas realizadas fueron denominadas Sara y Celinda y estas alcanzan los 622 m de excavación con un tamaño de sección promedio aproximado de 3 m x 2 m.

Los taladros de producción, provenientes de la etapa de pre minado y del primer año de explotación de la unidad minera Pucamarca acumulan 22,239 unidades en su mayoría con un diámetro de 6,75 pulgadas y 7 m de profundidad, estos permitirán mejorar la estimación de los bloques debido a la alta densidad de muestras en sectores cercanos a la explotación actual definiendo de manera precisa las leyes en el corto plazo.

4.2. INTERPRETACION

La interpretación geológica fue realizada por el equipo de geología MINSUR, basándose en la interpretación de secciones verticales de esta

manera se generaron los sólidos geológicos a lo largo del perímetro mineralizado determinado.

Aún queda pendiente el desarrollo de un modelo geológico de alteraciones, esto será necesario para futuras estimaciones y en función a los resultados que se obtengan en las conciliaciones.

Un resumen de las litologías y códigos utilizados se muestran a continuación:

Tabla 4 Litologías del modelo geológico

LITOLOGIA	DESCRIPCION
BX_H	Brecha hibrida
V_H	Volcanico Huilacollo
T_FR	Tufo fragmental
PQ_BX	Profido cuarcifero brechado
T_BX	Tufo Brecha
TUFI	Tufista

Un total de seis unidades litológicas fueron definidas como familias con límites duros de estimación para el sector mineralizado, se debe tener en cuenta que la roca encajonante o litología por defecto será denominada “WASTE” y esta determinara la roca inerte del yacimiento para efectos de la estimación la roca por defecto se consideró al volcánico Huilacollo (V_H).

La Figura 6 muestra una sección vertical del solido geológico utilizado para la estimación de recursos, conteniendo la leyenda de colores y abreviatura de cada uno de ellos.

La litología predominante en la sección mostrada es la brecha hibrida (BX_H) y el pórfido de cuarzo brechado (PQ_BX).

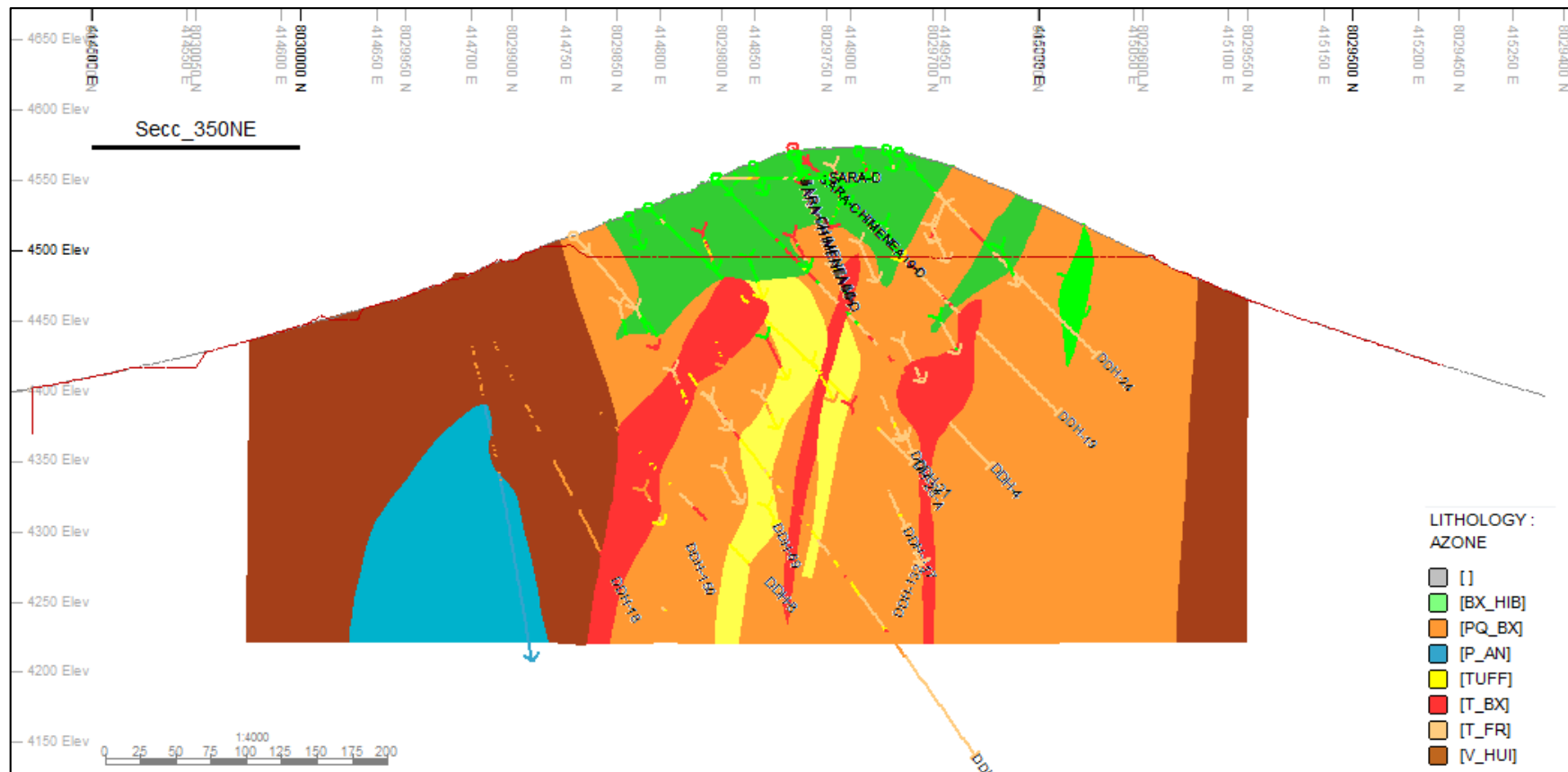


Figura 6: Sección Vertical del Modelo Geológico

4.3. PROCESAMIENTO DE LOS DATOS

Los datos de las muestras fueron seleccionados de acuerdo al tipo de litología, todos los tipos de datos disponibles fueron procesados, información de muestreo de trincheras, perforaciones diamantinas, galerías y taladros de producción (BH).

En el caso de los taladros de producción para la clasificación litológica se tomó en cuenta la información del logueo litológico en reemplazo de las estructuras interpretadas.

Un resumen de las muestras finales seleccionadas se muestra a continuación:

Tabla 5 Muestras Seleccionadas

DESCRIPCION	CODIGO	NUMERO	LONGITUD	LONG. PROMEDIO TALADRO (m)	MUESTRAS	
					Au	Ag
Taladros Diamantinos	DD	161	36,263	225	17,776	17,776
Trincheras superficiales	TREN	1,032	2,064	2	1,031	812
Galerías	UG	15	606	40	499	459
Taladros de Producción	BH	21,532	151,851	7	19,925	16,569

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

También se realizó un comparativo entre los taladros de perforación diamantina y los taladros de producción, la comparación se hizo de dos formas.

a) Muestra Diamantina versus Blasthole cercano: En este método se crearon compositos de 10 m de las leyes de las muestras diamantinas disponibles, estas fueron comparadas con los blasthole físicamente

cercanos con un máximo de 6m de distancia. Se elaboró la estadística comparativa de esta información y se puede observar en la Figura 7.

b) Muestras Diamantina versus Modelo de Bloques de Blasthole: Un modelo de bloques (BH Model) fue creado desde las muestras de leyes de los blasthole, usando un tamaño de bloque de 4mx4mx7,5m, la ley del bloque luego fue comparada con su correspondiente ley del taladro diamantino compositados al tamaño del banco, si la correlación de los resultados de los bloques versus los blasthole es alta se justifica el uso de los taladros de producción en la estimación de los recursos.

Los resultados de estos análisis comparativos se resumen en la Tabla 6:

Tabla 6 Análisis Comparativo de Taladros Diamantinos, blasthole y Modelo de Bloques

Tipo de Prueba - Au	Número de pares	Media de las Muestras		Mediana de las Muestras		Pendiente		
		BH	DD	BH	DD	Coefficiente de Correlación	Correlación. DD= r x BH	Clasificación at 0.18g/t Au
DD > Nearest BH	361	1.14	1.00	0.70	0.57	0.84	0.835	6.4%
DD > BH Model	299	1.10	0.96	0.71	0.54	0.89	0.900	5.0%

Los resultados en la Tabla 6 fueron aplicados para los valores sobre una ley de corte de 0,18 g/t de oro y se consideraron las muestras de blasthole de los años 2012 y 2013, como se puede observar los resultados de la media y mediana son bastante cercanos para las pruebas realizadas siendo la correlación del 84% y 89% para los taladros diamantino versus blasthole y taladros diamantinos versus Modelo de bloques respectivamente.

De estos análisis se puede concluir que es aceptable incluir las leyes de los blasthole con el resto de información para la estimación del modelo de recursos.

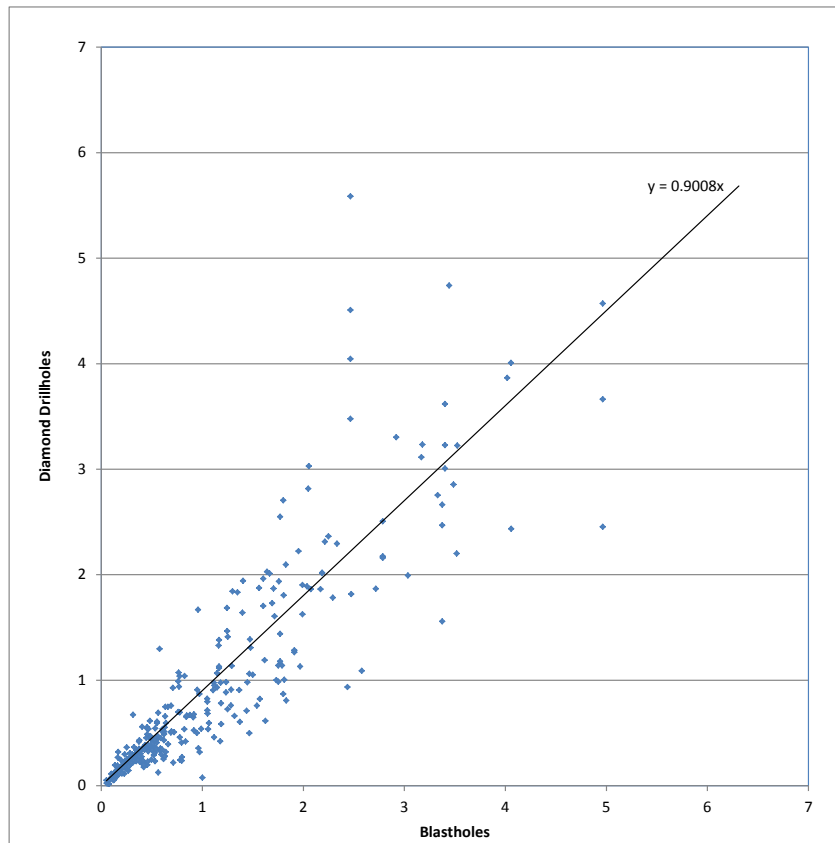


Figura 7: Recta de Regresión – Leyes de Blasthole versus Muestras Diamantinas

La correlación de las leyes de oro entre los taladros diamantinos y los taladros de producción (BH) realizados durante los años 2012 y 2013 es del orden del 90%. Esto justifica el uso de los BH en la estimación de recursos.

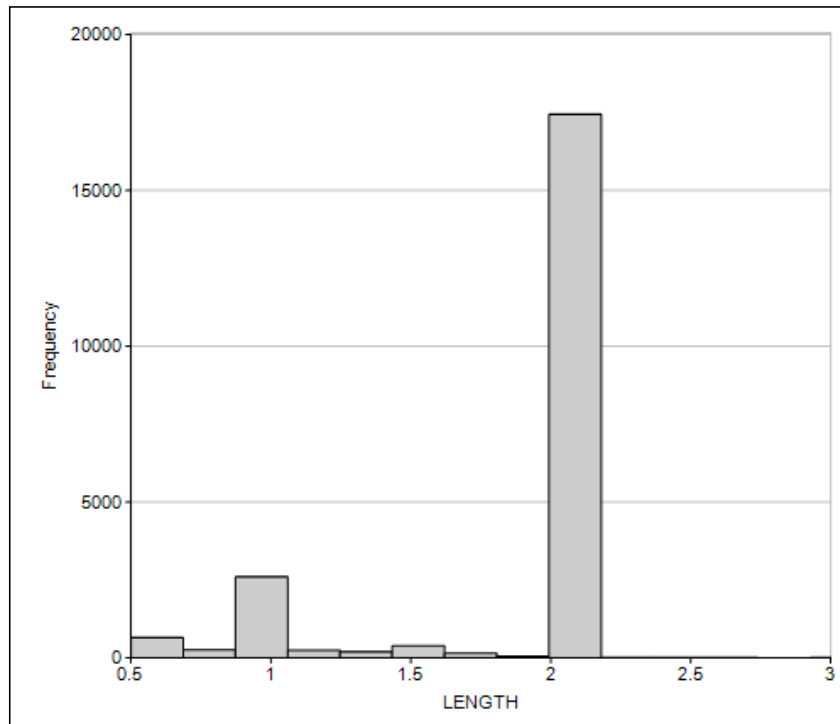


Figura 8: Histograma de longitud de muestras de taladros diamantinos

La Figura 8 muestra el histograma de frecuencia de las diferentes longitudes de muestreo utilizadas en la campaña exploratoria, claramente la moda o longitud de muestreo más utilizada es de 2 m, las trincheras superficiales, galerías subterráneas y taladros diamantinos cumplieron este estándar.

4.4. PREPARACIÓN DE COMPOSITOS

Los compósitos fueron creados desde la selección de las muestras diamantinas dentro de cada código litológico. La longitud fue dada por la altura de banco igual a 7,5m. El control usado durante este proceso de ejecución de compositos incluye:

- a) Longitud de compósito igual 7,5m. esto fue aplicada a la variable longitud (LENGTH), a fin de proporcionar muestras compuestos de

igual longitud (de aproximadamente 7,5 m) a través de cada intersección y litología separada.

- b)** Mínimo de longitud de compuesto igual a 2 m.
- c)** El Longitud de pase entre compuesto es 0 m.

Después de analizar la data compositada se aplicó el corte de valores altos para cada litología.

Las muestras de producción no fueron compositadas por tener una longitud promedio a la longitud de banco, ya que fueron tomadas originalmente sobre bancos minables de 7,5m aproximados en cualquier caso.

Esta determinación de valores altos denominado comúnmente *Top-Cut* fueron desarrollados a partir del análisis de deciles y coeficiente de variación (CV). El resumen de los efectos de la aplicación del top-cut correspondiente se detalla en la Tabla 7.

El porcentaje de muestras a las que se aplicó el *Top Cut* es del orden de 7,37% para el oro y de 6,79% para el elemento plata estos porcentajes están dentro del estándar, esta metodología permite disminuir las distorsiones que pueda generar los valores altos erráticos producto de la toma de muestras.

Las diferencias entre la media aritmética de las muestras con *Top Cut* y sin él son mínimas esto asegura que la aplicación de la metodología no altera la distribución de las muestras.

Tabla 7 Resumen de Valores de Top-Cut aplicados

NOMBRE CAMPO	LITOLOGIA	TOP CUT NIVEL	NUMERO DE COMPOSITOS	NUMERO DE CORTES	% DE COMPOSITOS CON TOP CUT APLICADOS	VALOR MEDIO	
						SIN CORTE	CON TOP CUT
AU	BX_H	6.0	9,512	78	0.82	1.09	1.07
AU	PQ_BX	5.0	11,845	84	0.71	0.64	0.63
AU	P_AN	0.2	95	7	7.37	0.18	0.06
AU	TUFI	5.2	717	7	0.98	0.86	0.85
AU	T_BX	7.3	2,333	46	1.97	1.98	1.92
AU	T_FR	2.6	597	8	1.34	0.50	0.49
AU	V_H	1.3	1,163	17	1.46	0.26	0.25
AG	BX_H	25.0	9,513	206	2.17	3.59	3.10
AG	PQ_BX	20.0	11,844	285	2.41	3.02	2.54
AG	P_AN	10.0	95	6	6.32	2.89	1.94
AG	TUFI	50.0	717	13	1.81	5.49	5.15
AG	T_BX	35.0	2,333	66	2.83	7.97	7.31
AG	T_FR	40.0	597	12	2.01	6.52	5.70
AG	V_H	10.0	1,163	79	6.79	3.44	2.54

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

4.5. GEOESTADÍSTICA

Los gráficos de probabilidad logarítmica del Au se muestran en la Figura 9 y 10, para el grupo de muestras analizadas, la mayoría de estas muestran aproximadamente un comportamiento log normal.

Un resumen de la estadística de las muestras seleccionadas se muestra en la Tabla 9.

El análisis variográfico fue completado con los siguientes pasos:

- A) Variogramas Experimentales, se crearon variogramas en diferentes direcciones sobre un plano horizontal y luego contorneado el área de análisis para determinar las direcciones lógicas de cualquier

anisotropía buscando la de mayor alcance, esto se muestra en detalle en la Figura 11

- B) La dirección horizontal principal hallada en el paso anterior fue usada para determinar el plano vertical correspondiente, para luego probar diferentes orientaciones para el variograma de inclinación. Esto es visto en la Figura 12.
- C) Las direcciones principales se determinan por los alcances 1 y 2, estos se utilizaron para crear los 3 variogramas en direcciones específicas. Un ejemplo se puede visualizar en la Figura 12 en donde se detalla el variograma experimental para la litología BX_H.

El grupo final de los parámetros variográficos utilizados para la estimación de recursos se pueden observar a continuación:

Tabla 8 Parámetros variográficos

LITOLOGIA	Angulo Rotación		NUGGET	Estructura 1				Estructura 2				Estructura 3			
	Ang1	Ang 2		Sill	Range 1	Range 2	Range 3	Sill	Range 1	Range 2	Range 3	Sill	Range 1	Range 2	Range 3
Bx_H	23	30	0.240	0.652	26	42	58	0.334	121	73	58	0.753	9999	77	9999
V_H	41	45	0.003	0.070	64	64	33	0.027	9999	9999	31	-	-	-	-
T_FR	0	0	0.022	0.175	47	34	57	0.052	47	9999	74	-	-	-	-
PQ_BX	47	45	0.051	0.554	116	56	126	0.219	116	9999	125	0.650	118	9999	9999
T_BX	47	0	0.433	1.382	29	26	22	0.585	44	40	9999	0.634	9999	44	9999
TUFFI	52	0	0.044	0.766	13	25	14	0.868	30	22	9999	-	-	-	-

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Los variogramas hallados están representados por el modelo esférico en todas las estructuras, los ángulos de rotación 1 y 2 son las rotaciones alrededor del eje positivo Z y X respectivamente.

De la Tabla 8 se observa que la litología con mayor efecto pepita es la T_BX es probable que esta litología sea la de mejor ley sin embargo sus alcance

están entre los más bajos, esto es muy común en yacimientos diseminados de oro en donde los sectores con alta ley conforman pequeñas áreas concéntricas disminuyendo la ley de manera gradual hacia la periferia del yacimiento siempre y cuando no existan estructuras geológicas importantes.

Tabla 9 Resumen estadístico de Muestras seleccionadas.

CAMPO	TIPO	LITO	N°	MIN	MAX	MEDIA	VAR.	STAND.	LOGESTMN	CV
AU	ALL	BX_H	11,512	0.00	14.69	1.00	1.24	1.11	1.00	1.1
AU	ALL	P_AN	368	0.00	3.50	0.09	0.09	0.29	0.07	3.4
AU	ALL	PQ_BX	17,234	0.01	10.73	0.59	0.63	0.79	0.59	1.3
AU	ALL	T_BX	4,165	0.00	24.26	1.85	3.18	1.78	2.19	1.0
AU	ALL	T_FR	2,118	0.00	6.11	0.49	0.29	0.54	0.51	1.1
AU	ALL	TUFI	1,671	0.00	8.29	0.91	1.41	1.19	1.00	1.3
AU	ALL	V_H	3,946	0.00	5.92	0.25	0.12	0.35	0.29	1.4
AU	BH	BX_H	8,412	0.02	14.69	1.01	1.26	1.12	1.01	1.1
AU	BH	PQ_BX	9,779	0.01	10.73	0.62	0.70	0.83	0.61	1.3
AU	BH	T_BX	1,667	0.04	24.26	2.19	3.43	1.85	2.58	0.8
AU	BH	T_FR	41	0.18	2.82	0.84	0.31	0.55	0.85	0.7
AU	BH	TUFI	307	0.04	8.11	1.23	1.90	1.38	1.39	1.1
AU	BH	V_H	51	0.01	0.56	0.14	0.01	0.10	0.14	0.8
AU	DD	BX_H	2,161	0.00	10.10	0.65	0.77	0.88	0.73	1.4
AU	DD	P_AN	359	0.00	0.62	0.05	0.00	0.06	0.05	1.1
AU	DD	PQ_BX	7,195	0.01	8.24	0.46	0.28	0.53	0.46	1.2
AU	DD	T_BX	2,367	0.00	17.88	0.82	0.90	0.95	0.89	1.2
AU	DD	T_FR	2,061	0.00	6.11	0.46	0.28	0.53	0.47	1.2
AU	DD	TUFI	1,313	0.00	8.29	0.57	0.67	0.82	0.60	1.4
AU	DD	V_H	3,719	0.00	5.92	0.25	0.13	0.36	0.29	1.4
AU	TREN	BX_H	465	0.04	10.13	1.03	1.59	1.26	1.02	1.2
AU	TREN	P_AN	9	0.01	3.50	1.45	1.23	1.11	3.02	0.8
AU	TREN	PQ_BX	260	0.03	5.55	0.45	0.33	0.58	0.45	1.3
AU	TREN	T_BX	55	0.12	9.86	3.51	6.71	2.59	4.37	0.7
AU	TREN	T_FR	16	0.08	1.38	0.49	0.13	0.36	0.50	0.7
AU	TREN	TUFI	51	0.02	3.77	0.66	0.85	0.92	0.63	1.4
AU	TREN	V_H	176	0.00	2.11	0.33	0.12	0.35	0.39	1.1
AU	UG	BX_H	474	0.20	5.77	1.67	1.21	1.10	1.69	0.7
AU	UG	T_BX	76	0.44	9.27	3.34	3.27	1.81	3.44	0.5
AG	ALL	BX_H	11,513	0.10	302.40	3.51	85.93	9.27	3.28	2.6
AG	ALL	P_AN	368	0.15	58.20	1.78	17.08	4.13	1.70	2.3
AG	ALL	PQ_BX	17,233	0.00	800.00	3.03	99.59	9.98	2.56	3.3
AG	ALL	T_BX	4,165	0.10	393.00	7.71	176.56	13.29	8.66	1.7
AG	ALL	T_FR	2,118	0.15	312.20	6.09	166.96	12.92	6.13	2.1
AG	ALL	TUFI	1,671	0.15	136.80	5.78	145.21	12.05	5.88	2.1
AG	ALL	V_H	3,946	0.15	322.80	3.25	105.51	10.27	3.21	3.2

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

La Tabla 10 detalla el análisis estadístico de las muestras utilizadas de manera individual y grupal para el elemento oro y plata, observar que la litología pórfido andesítico (P_AN) no fue encontrada en el logueo de los taladros de producción (BH) por lo que no existe estadística, por lo demás el

comportamiento de las leyes es muy semejante entre sí, teniendo los resultados más conservadores el tipo de muestras diamantinas (DD) y el más optimista los BH. El muestreo subterráneo (UG) solo fue compuesto por litologías de tipo Brecha Híbrida y Tufo brecha este fue realizado en tres galerías.

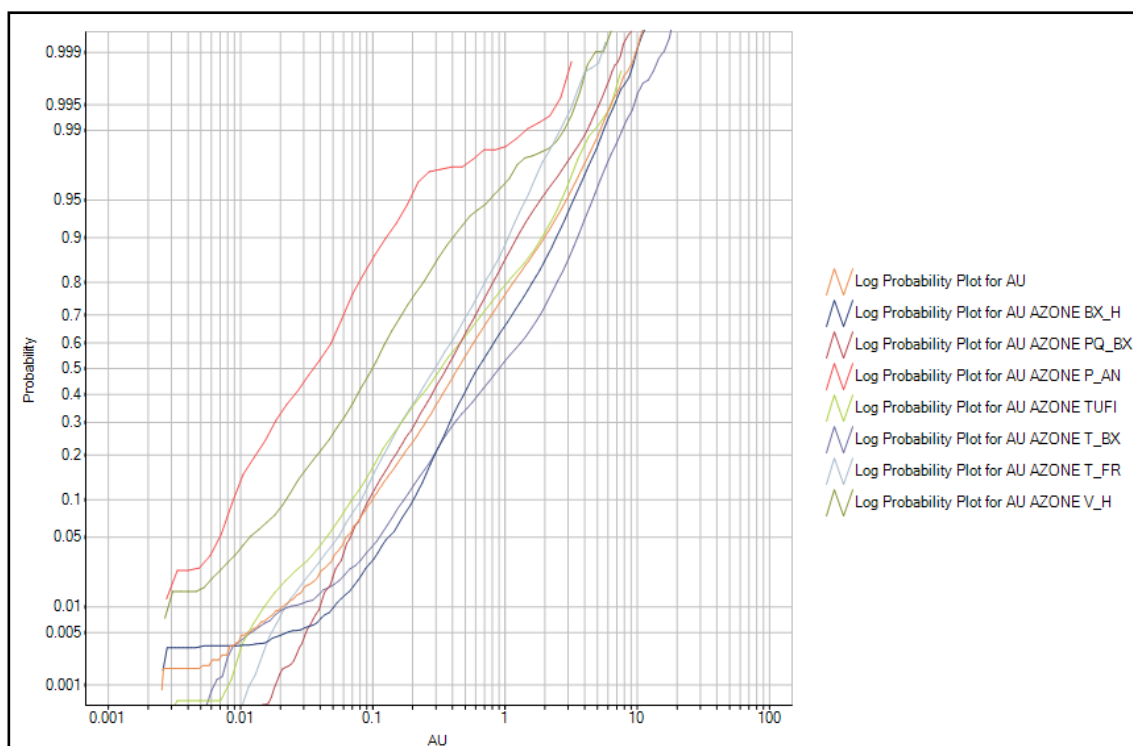
Tabla 10 Resumen estadístico Compositos a 7,5 m

CAMPO	TIPO	LITOLOGIA	NUMERO	MINIMO	MAXIMO	MEDIA	VARIANZA	DESV. ESTANDAR	LOGESTMN	COEFFICIENT OF VARIATION
AU	TODO	BX_H	9,512	0.00	6.00	0.98	1.05	1.02	0.99	1.0
AU	TODO	P_AN	95	0.00	0.23	0.05	0.00	0.05	0.06	0.9
AU	TODO	PQ_BX	11,845	0.01	5.00	0.58	0.52	0.72	0.58	1.2
AU	TODO	T_BX	2,333	0.01	7.30	1.81	2.51	1.58	2.12	0.9
AU	TODO	T_FR	597	0.01	2.60	0.48	0.21	0.45	0.50	0.9
AU	TODO	TUFI	717	0.00	5.20	0.90	1.15	1.07	0.97	1.2
AU	TODO	V_H	1,163	0.00	1.30	0.24	0.06	0.24	0.28	1.0
AU	BH	BX_H	8,412	0.02	6.00	1.00	1.07	1.03	1.00	1.0
AU	BH	PQ_BX	9,779	0.01	5.00	0.61	0.58	0.76	0.61	1.2
AU	BH	T_BX	1,667	0.04	7.30	2.15	2.65	1.63	2.55	0.8
AU	BH	T_FR	41	0.18	2.60	0.84	0.29	0.54	0.84	0.6
AU	BH	TUFI	307	0.04	5.20	1.20	1.57	1.25	1.36	1.0
AU	BH	V_H	51	0.01	0.56	0.14	0.01	0.10	0.14	0.8
AU	DD	BX_H	567	0.00	6.00	0.64	0.57	0.75	0.71	1.2
AU	DD	P_AN	86	0.00	0.18	0.05	0.00	0.04	0.05	0.8
AU	DD	PQ_BX	1,806	0.01	4.72	0.46	0.21	0.46	0.47	1.0
AU	DD	T_BX	595	0.01	7.30	0.82	0.63	0.79	0.88	1.0
AU	DD	T_FR	540	0.01	2.60	0.45	0.19	0.43	0.47	1.0
AU	DD	TUFI	359	0.00	5.20	0.57	0.48	0.69	0.60	1.2
AU	DD	V_H	936	0.00	1.30	0.24	0.06	0.24	0.29	1.0
AU	TREN	BX_H	465	0.04	6.00	1.00	1.22	1.11	1.01	1.1
AU	TREN	P_AN	9	0.01	0.23	0.20	0.00	0.07	0.25	0.3
AU	TREN	PQ_BX	260	0.03	5.00	0.45	0.31	0.56	0.45	1.2
AU	TREN	T_BX	55	0.12	7.30	3.37	5.42	2.33	4.20	0.7
AU	TREN	T_FR	16	0.08	1.38	0.49	0.13	0.36	0.50	0.7
AU	TREN	TUFI	51	0.02	3.77	0.66	0.85	0.92	0.63	1.4
AU	TREN	V_H	176	0.00	1.30	0.32	0.10	0.32	0.39	1.0
AU	UG	BX_H	68	0.36	4.70	1.67	0.83	0.91	1.68	0.5
AU	UG	T_BX	16	1.25	6.44	3.35	1.96	1.40	3.39	0.4
AG	TODO	BX_H	9,513	0.10	25.00	2.98	24.60	4.96	3.11	1.7
AG	TODO	P_AN	95	0.15	10.00	1.51	3.04	1.74	1.67	1.2
AG	TODO	PQ_BX	11,844	0.00	20.00	2.50	17.93	4.23	2.45	1.7
AG	TODO	T_BX	2,333	0.10	35.00	7.01	63.87	7.99	8.27	1.1
AG	TODO	T_FR	597	0.15	40.00	5.66	55.99	7.48	5.99	1.3
AG	TODO	TUFI	717	0.15	50.00	5.40	90.02	9.49	5.84	1.8

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)
 La Tabla 10 muestra el análisis estadístico de las muestras utilizadas compositadas a una longitud de 7,5 m, el análisis al igual que en la Tabla 9 fue realizado para todas las muestras (TODO) y para cada tipo de muestreo de manera individual, es así que los datos de los taladros de producción

(BH) tienen resultados superiores, siendo los más conservadores los resultados de taladros diamantinos (DD), las trincheras (TREN) y galerías (UG) muestran resultados compatibles.

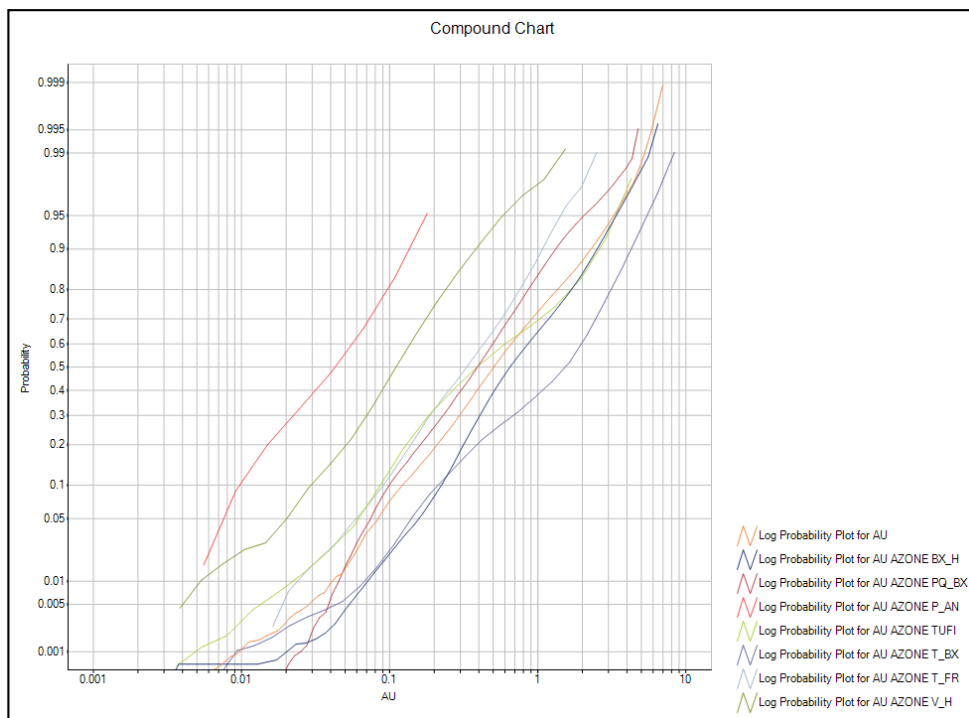
Figura 9: Gráficos de probabilidad logarítmica para oro de las muestras seleccionadas



Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

El gráfico de probabilidad log normal mostrado en la Figura 9 muestra comportamiento similar para el análisis de todas las muestras y para cada tipo en particular además de comportarse como una recta, esto asegura que la estimación pueda ser tratada con los datos transformados cuyo comportamiento se asemejara a una distribución normal gaussiana.

Figura 10: Gráficos de probabilidad logarítmica para oro de datos compositados Fuente:

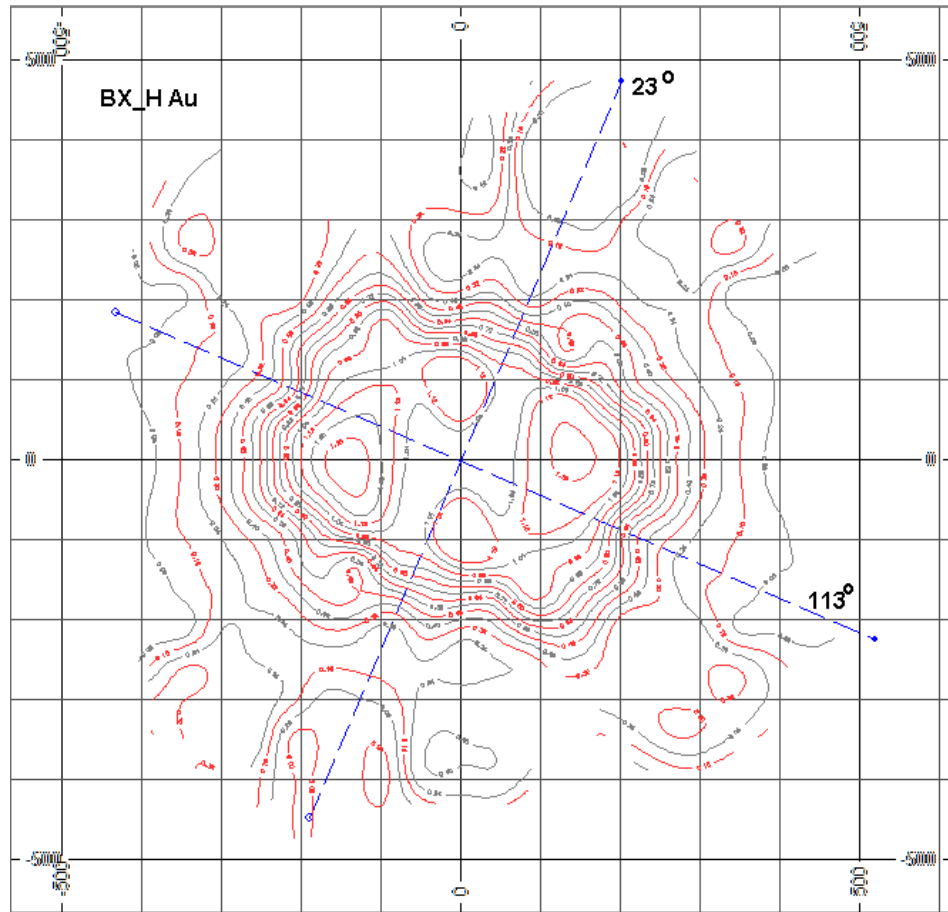


Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

La Figura 10 muestra el comportamiento log normal para los datos compositados, estos han sido agrupados por litología y estos tienen un comportamiento similar esto facilitara la estimación al tratar los datos de manera normalizada.

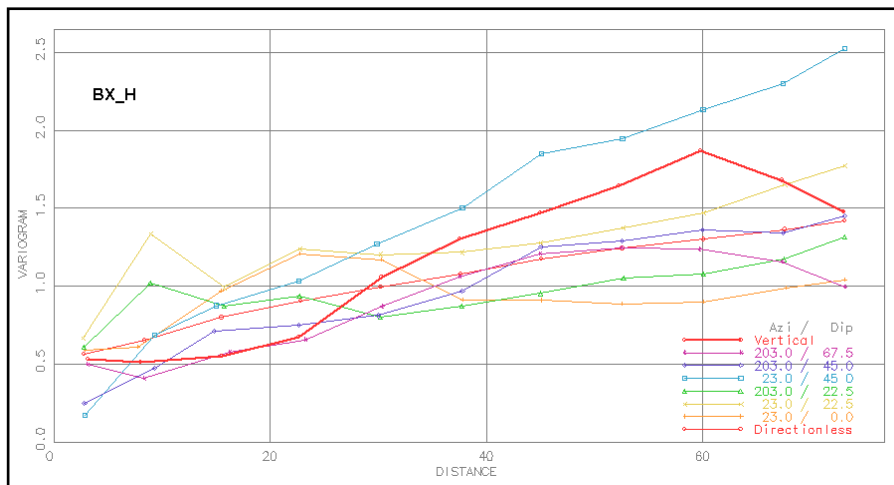
La Figura 11 es el resultado del analisis variografico de la litología BX_H en el plano horizontal con una rotación horaria de 23° sobre el norte geografico, con estos resultados se puede determinar el alcance en el eje "X" y en el eje "Y" para esta primera estructura, sobre este plano se deberá determinar el variograma ortogonal para hallar el alcance en el eje "Z".

Figura 11: Contornos de variograma horizontal para oro en la litología BX_H



Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Figura 12: Variograma en el plano vertical para oro en la litología BX_H



Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

La Figura 12 muestra el resultado de los diferentes variogramas experimentales realizado en el plano horizontal a diferentes angulos, de esta forma se busca la orientacion con el mejor alcance posible para determinar el comportamiento en el eje horizontal, sobre este plano se buscara el variograma ortogonal permitiendo hallar el alcance en el eje “Z”.

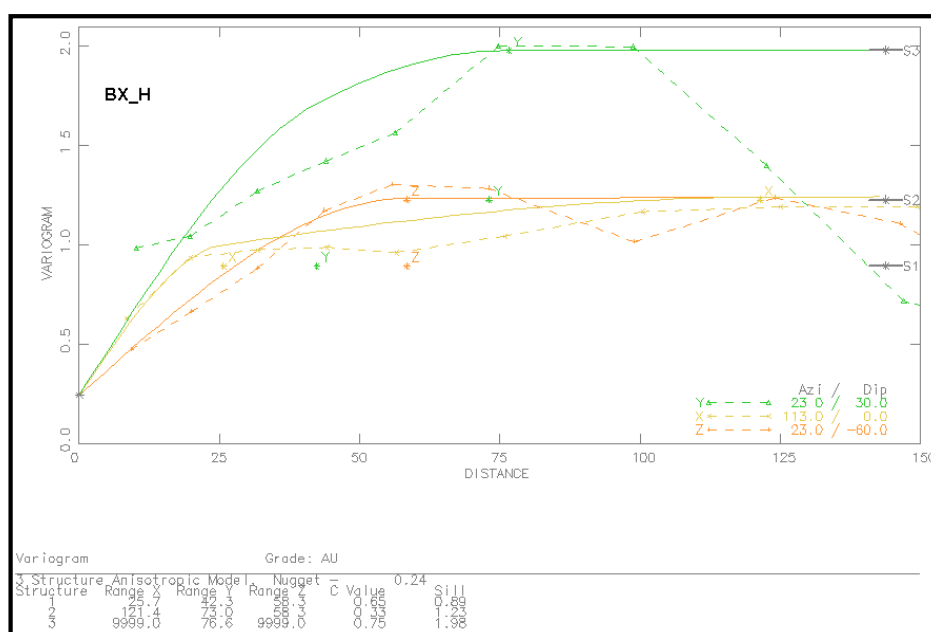


Figura 13: Variograma modelado para oro en la litología BX_H

Teniendo las tres direcciones principales para la litología BX_H se puede determinar los alcances para el variograma experimental, así como el efecto pepita, meseta, entre otras propiedades. De esta manera se realizó el análisis variográfico para las seis litologías listadas al inicio del presente capítulo. La determinación del variograma para cada litología será un importante filtro cuando se requiera categorizar los recursos minerales en la estimación.

4.6. MODELO VOLUMETRICO

El modelo volumétrico fue desarrollado basado en la topografía y sólidos litológicos suministrado por la operación con fecha 30 de diciembre del 2013. La selección del tamaño de bloques se basó en las siguientes consideraciones, este ítem fue realizado a través de un consultor externo:

A) **Espaciamiento de perforación:** En general, el espaciamiento de los sondajes diamantinos se ejecutó en 2 conjuntos de orientaciones y están espaciadas a una distancia de 25 m.

B) **Prueba de límite de confianza:** una prueba de simulación condicional fue realizada sobre el tamaño de bloques, muchos bloques dentro de la litología PQ_BX fueron cubiertos. Se realizó pruebas en bloques de tamaños de 7,5m, 10 m y 15 m usando los siguientes parámetros.

- Simulación gaussiana secuencial; dada desde 7,5 m de datos compositadas de muestras de perforación diamantina.
- Altura de bloque = 7,5m
- Una generación de puntos interna generada con malla de 6 x 6 x 1 dentro del bloque de prueba
- 100 simulaciones corridas para esta prueba.
- Transformación normal del modelo de variograma.

Basado en la aproximación de la distribución normal de los bloques generados, los límites de confianza y el 90% de nivel de probabilidad fue

determinado para cada tamaño de bloque y el resumen se puede observar en la Tabla 11.

Tabla 11 Error relativo para diferentes tamaño de bloque

XY Tamaño (m)	Error Relativo % al 90% Probabilidad
7.5	49
10	46
15	40

También se tomaron en consideración los requisitos del área de planeamiento mina para el tamaño típico de los paneles individuales y se determinó que un error aceptable que vaya de la mano con un tamaño operativo optimo es para un tamaño de bloques de 10x10x7,5 además el sistema fue rotado de manera que sea alineado con la principal orientación usada en la interpretación litológica.

En base al error relativo se decidió utilizar el error de estimación de 46% para un tamaño de bloque de 10 m x 10 m en el plano horizontal y una altura de 7,5 m en el eje vertical.

Tabla 12 Modelo de Bloques

	Tamaño	Numero	Rango
X	10	94	940
Y	10	98	980
Z	7.5	54	405

El área del modelo de bloque en el plano horizontal será de 940 x 980 m² y en el eje vertical un total de 405 m, con un origen en el punto X: 414155, Y: 8029730 y Z: 4195, la rotación del modelo de bloques tendrá una

rotación horaria de 42° respecto al norte magnético en función a la dirección principal de la mineralización.

El modelo de bloques fue construido utilizando los siguientes controles físicos:

- Los perímetros de cada sólido geológico para asignar cada litología.
- Un modelo topográfico para la superficie origen.
- Un modelo topográfico de la mina, con fecha 20 Mayo 2014.

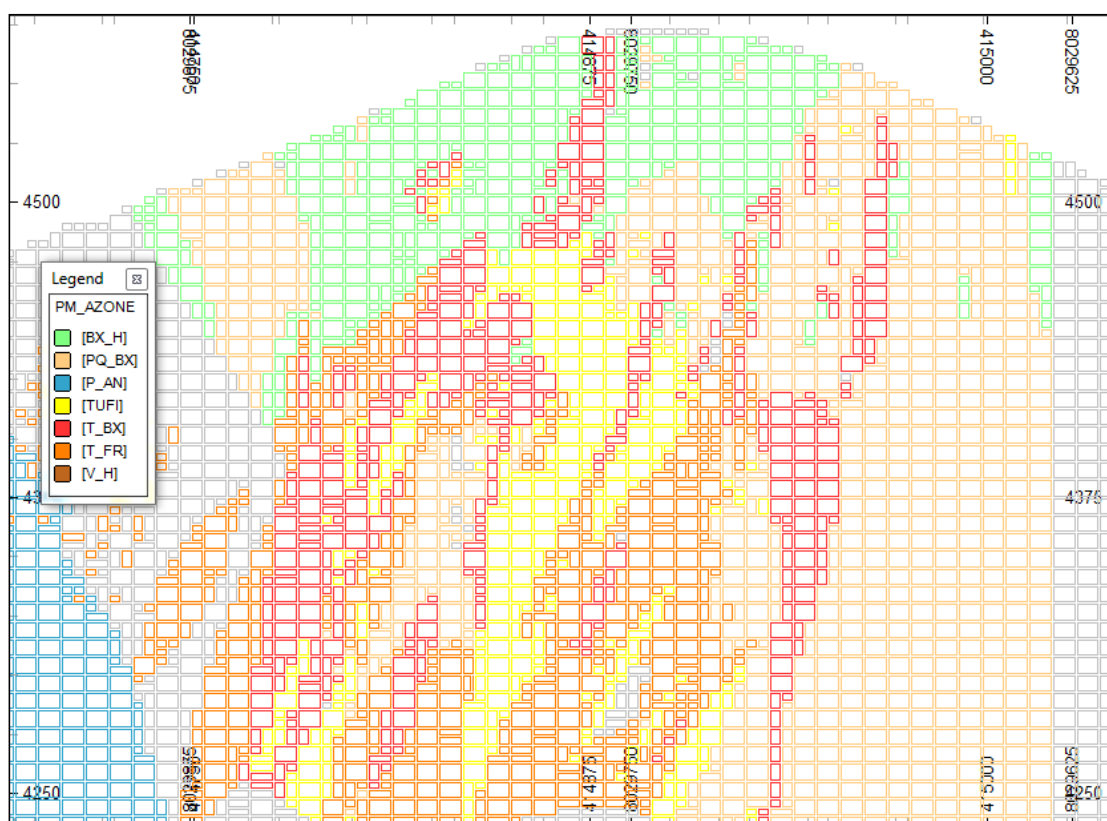


Figura 14: Sección 350NE – Modelo de bloques volumétrico – Tajo Checocollo

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

En la Figura 14 se puede observar la distribución de los sólidos geológicos en la sección vertical 350 NE, encontrándose la litología tipo Brecha Híbrida (BX_H) en la parte superior del yacimiento, tufisita en el centro, pórfido

cuarcífero en la periferia y el tufo brecha (T_BX) de manera intrusiva sobre las litologías antes mencionadas.

4.7. DENSIDAD DE ROCA

Los valores de densidad fueron indicados por el personal de geología de Pucamarca, esto fue considerado para cada litología. El resumen estos valores se encuentran en la Tabla 13.

Estas densidades fueron las mismas usadas en anteriores estimaciones, quedando pendiente una campaña de actualización de estos parámetros considerando un muestreo por niveles y dentro de las nuevas perforaciones diamantinas.

Tabla 13 Densidad de Roca

ZONA	DENSIDAD
LITOLOGIA	t/m ³
BX_H	2.38
V_H	2.02
T_FR	2.28
PQ_BX	2.3
T_BX	2.25
TUFI	2.17
P_AN	2.23

4.8. ESTIMACION DE LEYES

La estimación de leyes en el modelo de bloques en el tajo Checocollo, fue utilizando el Kriging ordinario. Pero para efectos de validación se estimó además por Inverso a la Distancia y Vecino más Cercano.

Se consideró también el sistema de búsqueda y los parámetros de estimación que fueron probados usando el análisis del vecino más cercano, el test mencionado incluye los siguientes pasos:

- a)** Selección de muestras para prueba de bloques. Los bloques de PQ_BX y BX_H fueron seleccionados.
- b)** El detalle de las pruebas de Kriging se llevaron a cabo en estos bloques. Con varias búsquedas y parámetros de control.
- c)** Para cada ejecución se realizaron los siguientes pasos:
 - Varianza de Kriging y desviación estándar.
 - Pendiente de regresión
 - Eficiencia de Kriging
 - Peso de la media por Kriging Simple
 - Suma de pesos negativos
 - Planos de pesos de kriging determinados sobre compuestos seleccionados.

De esta forma los parámetros de estimación final fueron establecidos, el resumen se visualiza en la Tabla 14 La búsqueda progresiva y los

parámetros de distancia, los mismos que son utilizados para la clasificación de recursos.

Las pruebas ejecutadas a los criterios de clasificación de recursos se describen en la Figura 16.

Tabla 14 Parámetros para la estimación de leyes.

Numero	LITOLOGIA	Distancia de Búsqueda (m)			angulo		Factor para 2nd búsqueda
		DIST1	DIST2	DIST3	1	2	
1	BX_H	44	44	39	23	30	1.2
2	V_H	47	47	23	41	45	1.3
3	T_FR	35	23	41	65	45	1.3
4	PQ_BX	51	38	51	47	45	1.4
5	T_BX	29	29	22	47	0	1.6
6	TUFI	20	20	13	52	0	1.5

El ángulo 1 es la rotación que tiene el elipsoide de búsqueda a lo largo del eje Z mientras que el ángulo 2 es la rotación sobre el eje X, una de las reglas para la categorización es que se contengan como mínimo 2 y máximo 3 muestras por octante las distancias 1, 2 y 3 son los alcances que tendrá el elipsoide de búsqueda en las diferentes direcciones.

Para categorizar los recursos medidos se requiere un mínimo de 5 octantes con un mínimo de 2 y un máximo de 3 muestras en cada octante, en cambio para indicados solo bastara con 3 octantes como mínimo.

Respecto al número de compositos se requiere para medidos un mínimo de 10 y máximo de 24, para indicados mínimo 6 compositos y para inferidos 1 solo composito.

Los parámetros del modelo de variograma usados en asociación con el Kriging Ordinario para la estimación de leyes son sintetizados en la Tabla 14, un aspecto importante en la estimación incluye:

La unión de soporte de *blasthole* y taladros diamantinos y la creación de compósitos fue aceptada, sin embargo la influencia de los *blasthole* es restringido a 2 x 7,5m de banco por debajo del nivel esto es a nivel de la cota 4487.5 m.

En general se aplicaron 5 búsquedas progresivas, utilizando los conjuntos de datos combinados. El mecanismo de búsqueda aplicada para oro también fue utilizado para la clasificación de los recursos.

Las envolventes litológicas fueron usadas como limites duros, por lo que sólo los compósitos que pertenecen al mismo tipo de roca se utilizaron para la estimación de leyes de ese tipo de roca.

La investigación por octantes fue aplicada para la primera y segunda búsqueda, de esta manera se logra un grado extra de desagrupamiento (*declustering*), en áreas donde existía gran concentración de muestras por efectos de cruce de perforación.

El resultado de la estimación de leyes de oro podemos visualizarlo en la sección vertical, de la Figura 15 y vista en planta Figura 15. Los colores mostrados en las figuras siguientes están diferenciados por rango de ley. El color gris indica el desmonte o bloques sin ley de oro.

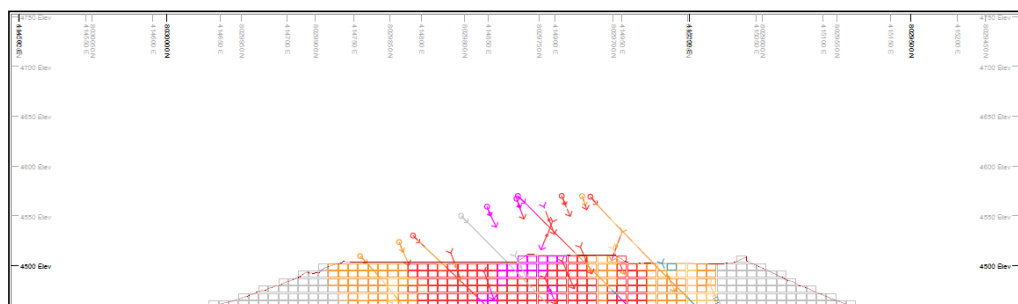


Figura 15: Sección vertical 350 NE del Modelo de bloques –leyes de oro
 Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

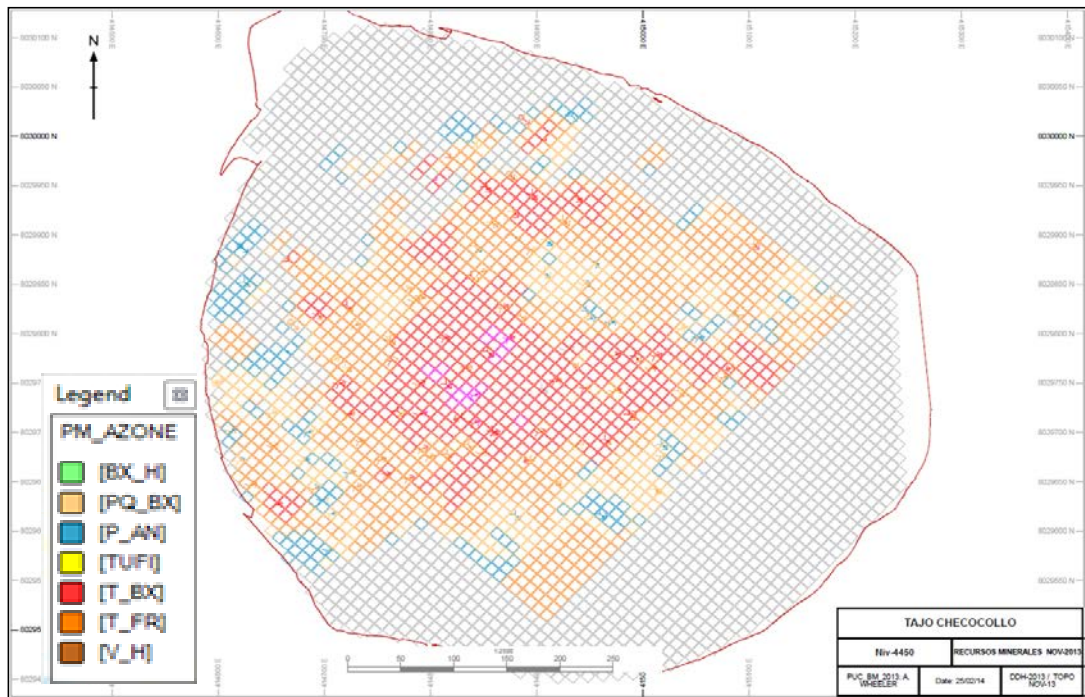


Figura 16: Sección horizontal 4450 m – leyes de oro
 Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

4.9. CLASIFICACIÓN DE RECURSOS

Para la clasificación de los recursos se utilizaron los parámetros descritos en la Tabla 15.

Tabla 15 Criterios de Clasificación de Recursos

Medido	Al menos 10 compositos dentro de 5 octantes 5 taladros	Busqueda equivalente al 90% de la meseta
Indicado	Al menos 6 compositos dentro de 3 octantes 3 taladros	Busqueda equivalente al rango del variograma en cada direccion principal
Inferido	Fuera de los criterios de arriba, pero con un maximo de extrapolación de 100 m desde el composito mas cercano	

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Como estándar para el cálculo de reservas según el código JORC se requiere primero realizar la validación del modelo de recursos, para ello se debe realizar las pruebas que se requieren a continuación:

4.9.1. Comparación Visual

El modelo de bloques deberá ser examinado mediante secciones verticales cruzadas referenciadas hacia los sondajes compositados. También debe comprobarse zonas aisladas respecto a los valores de las leyes extremas versus los datos de los sondajes originales.

4.9.2. Comparación Global

Para cada litología se debe hacer una comparación sobre la ley promedio de oro y plata obtenida de la estimación por Kriging Ordinario versus las muestras y versus los compositos, además se debe comparar también con los resultados de estimaciones por los métodos del vecino más cercano e Inverso a la distancia.

De tener información de blasthole por litologías es recomendable también realizar el comparativo de los resultados anteriores con esta información.

A continuación se muestra los resultados de la comparación global:

Tabla 16 Comparación global de leyes promedio por litologías

ZONA LITOLOGIA	BH Excluido		TODOS		Modelo de Bloques					
	MUESTRA	COMP	MUESTRA	COMP	Med + Ind			Med + Ind + Inf		
					AU_OK	AU_NN	AU_ID	AU_OK	AU_NN	AU_ID
BX_H	0.81	0.80	1.00	0.98	0.75	0.75	0.75	0.69	0.68	0.69
PQ_BX	0.46	0.46	0.59	0.58	0.36	0.37	0.37	0.34	0.34	0.35
P_AN	0.09	0.05	0.09	0.05	0.06	0.06		0.06	0.06	
TUFI	0.57	0.58	0.91	0.90	0.96	0.92	0.95	0.58	0.55	0.56
T_BX	0.95	0.94	1.85	1.81	0.91	0.92	0.90	0.77	0.75	0.75
T_FR	0.46	0.45	0.49	0.48	0.46	0.45	0.45	0.40	0.37	0.39
V_H	0.25	0.24	0.25	0.24	0.22	0.23	0.23	0.20	0.19	0.20

AU_OK es la ley de oro estimada mediante el método de Kriging Ordinario.

AU_NN es la ley de oro estimada mediante el método del vecino más cercano.

AU_ID es la ley de oro estimada mediante el método de inverso a la distancia.

De la Tabla 16 se determina que para los diferentes tipos de muestras y los distintos métodos de estimación se obtienen valores promedio muy

similares, esto justifica el uso de toda la información para la estimación de recursos.

4.9.3. Comparación Local

Se realizan secciones cada 50 m como mínimo y se evalúa el comportamiento de las leyes promedio por banco cada 7,5 m, esto debe ser comparado para las estimaciones por método de Kriging ordinario, vecino más cercano e inverso a la distancia. Se deberán hacer secciones verticales norte sur y este oeste.

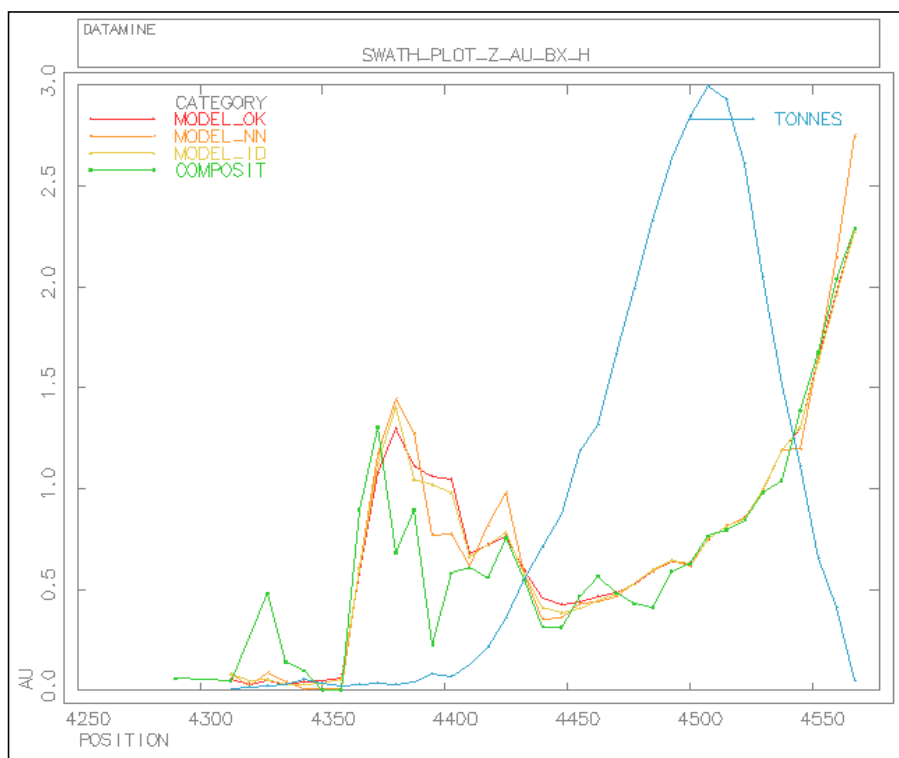


Figura 17: Perfil de leyes para leyes de oro para litología BX_H

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

El comparativo para estos perfiles de leyes debe ser producido para todas

las zonas, en la Figura 17 siguiente se muestran en general una buena

concordancia entre los diferentes tipos de estimación para las leyes medias del modelo, sobre todo en aquellos segmentos con altos tonelajes.

4.9.4. Comparación Histórica

Se ha realizado una Tabla comparativa de la estimación actual de recursos con las evaluaciones de recursos anteriores. Los niveles generales de recursos totales se comparan muy cercanamente. El mayor cambio es claramente con respecto al equilibrio de los recursos entre las diferentes categorías de recursos. Esto debido al tipo de clasificación utilizada.

A partir del cuadro adjunto se deberá agregar cualquier nueva estimación para detallar el cambio a través del tiempo de las diferentes estimaciones, indicando el porqué de las principales diferentes si las hubiera.

Tabla 17 Comparación Histórica de Recursos

		MEDIDO		INDICADO		MED+IND		INFERIDO		TOTAL	
		TONNES	AU	TONNES	AU	TONNES	AU	TONNES	AU	TONNES	AU
		Mt	g/t	Mt	g/t	Mt	g/t	Mt	g/t	Mt	g/t
AU CUT-OFF		g/t									
AW	may-11	10.8	0.63	32.9	0.58	43.7	0.59	20.4	0.43	64.1	0.54
Mina	jun-13	43.1	0.58	13.3	0.46	56.4	0.55	5.2	0.43	61.6	0.54
AW	dic-13	27.2	0.60	24.3	0.49	51.4	0.55	26.1	0.47	77.5	0.52

El modelo Adam Wheller (AW) corresponde a la estimación de recursos realizada por el consultor Adam Wheller en mayo del 2011 y actualizado en diciembre del 2013.

El modelo Mina jun-13 fue realizado por el departamento de geología y planeamiento de la operación Pucamarca.

4.9.5. COMPARACIÓN POR TIPO DE DATOS

Comparar las diferentes alternativas de modelos de bloque creados, usando compositos para varios tipos de datos.

- DDH y blasthole
- Solo DDH
- Solo Blasthole.

Observar el comportamiento de la curva tonelaje ley para un banco dado, esta información soporta y explica la inclusión de datos de blasthole dentro de la estimación. Además es indicativo para actualizar los modelos para planes de corto plazo.

Los resultados de las Figuras 18, 19 y 20 muestran resultados muy similares para los diferentes agrupamientos de datos, la Figura 19 muestra un ligero suavizamiento de las leyes estimadas

Con el modelo de recursos estimado se procede a su validación para iniciar la estimación de reservas.

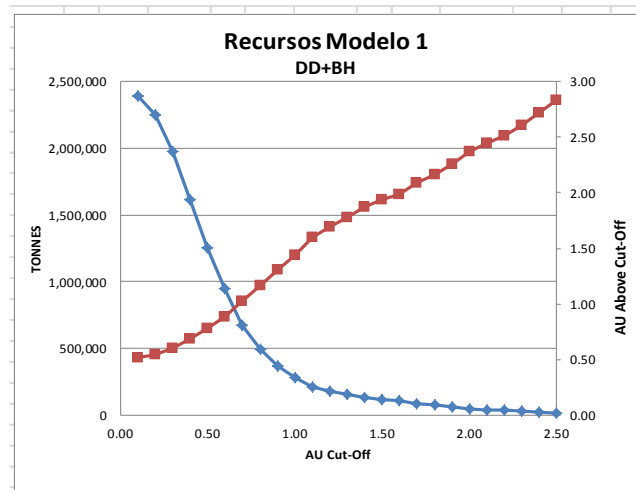


Figura 18: Estimación de Recursos con Taladros diamantinos y blasthole

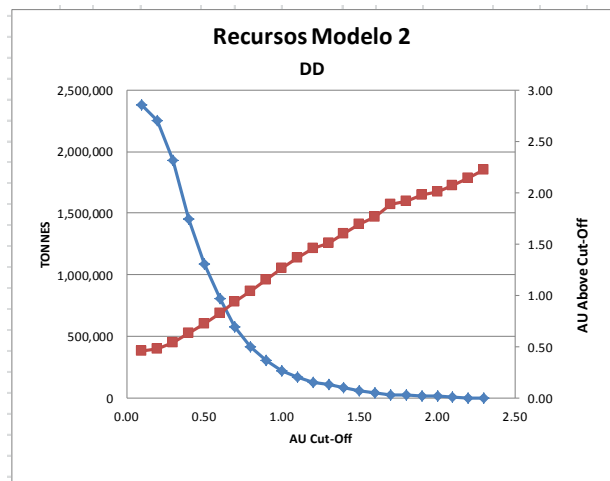


Figura 199: Estimación de Recursos solo con Taladros diamantinos

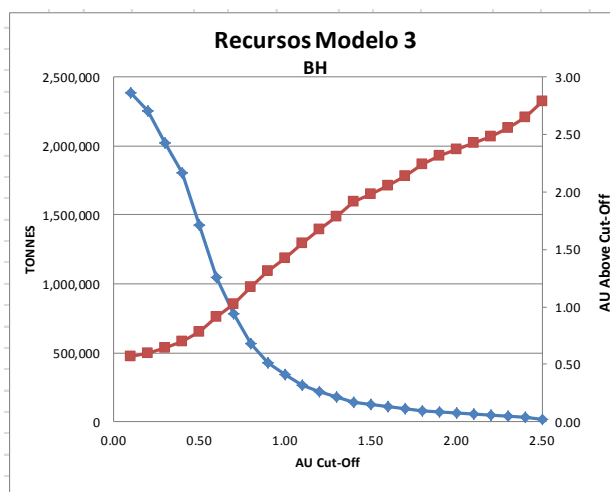


Figura 20: Estimación de Recursos solo con blasthole

4.10. RECURSOS

En general los recursos In-Situ debajo de la topografía actualizada a diciembre del 2013, a diferentes leyes de corte son resumidos en la Tabla 18 y Figura 21, esta evaluación no tiene otra restricción física.

Tabla 18 Curva tonelaje- Ley de Recursos In situ

AU CUT-OFF g/t	MEDIDO		INDICADO		MED+IND		INFERIDO		TOTAL	
	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t
0.00	27.0	0.42	40.1	0.33	67.1	0.37	44.0	0.32	111.1	0.35
0.01	26.9	0.42	39.8	0.33	66.8	0.37	43.8	0.32	110.6	0.35
0.02	26.9	0.42	39.4	0.34	66.3	0.37	43.0	0.33	109.3	0.35
0.03	26.9	0.42	38.9	0.34	65.7	0.37	42.3	0.33	108.1	0.36
0.04	26.8	0.42	38.3	0.34	65.1	0.38	41.3	0.34	106.4	0.36
0.05	26.7	0.42	37.6	0.35	64.3	0.38	40.3	0.35	104.6	0.37
0.06	26.5	0.43	36.8	0.36	63.4	0.39	39.1	0.35	102.5	0.37
0.07	26.3	0.43	35.9	0.36	62.1	0.39	37.6	0.37	99.8	0.38
0.08	26.0	0.43	34.8	0.37	60.7	0.40	36.3	0.38	97.0	0.39
0.09	25.6	0.44	33.6	0.38	59.3	0.41	35.2	0.38	94.4	0.40
0.10	25.2	0.44	32.5	0.39	57.7	0.41	34.1	0.39	91.8	0.41
0.11	24.7	0.45	31.4	0.40	56.1	0.42	33.0	0.40	89.1	0.42
0.12	24.2	0.46	30.3	0.41	54.5	0.43	32.0	0.41	86.5	0.43
0.13	23.8	0.46	29.1	0.42	52.8	0.44	31.0	0.42	83.8	0.44
0.14	23.2	0.47	28.0	0.44	51.2	0.45	29.9	0.43	81.1	0.45
0.15	22.7	0.48	26.8	0.45	49.6	0.46	28.9	0.44	78.5	0.46
0.16	22.2	0.49	25.8	0.46	48.0	0.47	28.0	0.45	75.9	0.47
0.17	21.7	0.50	24.8	0.47	46.5	0.48	26.9	0.46	73.3	0.48
0.18	21.1	0.50	23.9	0.48	45.1	0.49	26.0	0.47	71.0	0.49
0.19	20.7	0.51	23.0	0.49	43.7	0.50	25.2	0.48	68.8	0.50
0.20	20.1	0.52	22.1	0.51	42.3	0.51	24.3	0.49	66.6	0.51
0.21	19.6	0.53	21.3	0.52	40.9	0.52	23.4	0.50	64.3	0.52
0.22	19.1	0.54	20.6	0.53	39.7	0.53	22.6	0.52	62.3	0.53
0.23	18.6	0.54	19.9	0.54	38.5	0.54	21.8	0.53	60.3	0.54
0.24	18.1	0.55	19.2	0.55	37.3	0.55	21.1	0.54	58.4	0.55
0.25	17.7	0.56	18.5	0.56	36.2	0.56	20.3	0.55	56.5	0.56
0.26	17.2	0.57	17.9	0.57	35.1	0.57	19.5	0.56	54.6	0.57
0.27	16.8	0.58	17.3	0.58	34.0	0.58	18.8	0.57	52.8	0.58
0.28	16.3	0.58	16.7	0.59	33.0	0.59	18.2	0.58	51.2	0.59
0.29	15.8	0.59	16.0	0.61	31.9	0.60	17.6	0.59	49.5	0.60
0.30	15.4	0.60	15.5	0.62	30.8	0.61	17.1	0.60	47.9	0.61

Los resultados indican un total de 67,1 Mt como recursos in situ entre medidos e indicados con una ley media de oro de 0,37 g/t, el total de recursos inferidos es de 44,0 Mt con una ley media de oro de 0,32 g/t, esto totaliza 111,1 Mt con una ley media de oro de 0,35 g/t para una ley de corte de 0,18 g/t se tiene 45,1 Mt de mineral entre medidos e indicados y 26,0 Mt de recursos inferidos.

4.11. RECURSOS CONTENIDOS DENTRO DEL PIT

Consistente con las prácticas internacionales y según lo indicado por el estándar para declarar recursos y reservas un cálculo de optimización de pit se realizó para el modelo de recursos utilizando parámetros razonablemente posibles. Esto es realizado para excluir el material que claramente no es económicamente extraíble. Los parámetros utilizados para esta optimización de recursos son descritos en la Tabla 19, para este inventario los recursos inferidos son también listados. Generalmente en esta optimización los parámetros operacionales y los precios del mineral de interés son optimistas pero no irreales siendo el objetivo declarar un nivel apropiado de recursos.

La envolvente económica fue obtenida bajo el principio de maximizar el flujo de caja.

Los resultados de los recursos obtenidos sobre esta envolvente económica son resumidos en la Tabla 19 así mismo también se resumen los valores de la curva tonelaje ley para dicha optimización, la ley de corte establecida para todas las litologías es de 0,18 g/t Au.

Tabla 19 Recursos por Litología para ley de corte 0,18 g/t Au

AZONE LITOLOGIA	CATEGORIA DEL RECURSO											
	MEDIDO			INDICADO			MEDIDO + INDICADO			INFERIDO		
	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t
BX_H	2,244	0.60	4.26	1,385	0.61	6.15	3,629	0.61	4.98	915	0.59	4.86
PQ_BX	14,921	0.52	4.34	5,607	0.40	3.88	20,528	0.49	4.21	602	0.31	3.12
P_AN	2	0.18	6.99	3	0.21	9.02	4	0.20	8.26	4	0.21	8.78
TUFI	2	1.36	7.85	365	0.75	5.47	367	0.76	5.48	5,318	0.67	5.47
T_BX	139	1.16	6.22	3,982	0.85	7.51	4,121	0.86	7.46	2,795	0.78	6.47
T_FR	283	0.72	7.16	2,509	0.56	6.86	2,792	0.58	6.89	3,110	0.52	6.94
V_H	2,765	0.34	3.36	5,164	0.35	3.30	7,929	0.35	3.32	1,924	0.32	2.07
TOTAL	20,354	0.51	4.25	19,016	0.52	5.07	39,370	0.52	4.64	14,669	0.59	5.39

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Los recursos entre medidos e indicados en la Tabla 19 son aquellos encima de una ley de corte de 0,18 g/t contenidos dentro del pit a un precio de 1,300 \$/Oz de oro estos totalizan 39,4 Mt con una ley media de oro igual a 0,52 g/t equivalentes a 655,408 Oz de oro. La litología PQ_BX es la de mayor presencia en el yacimiento Checocollo.

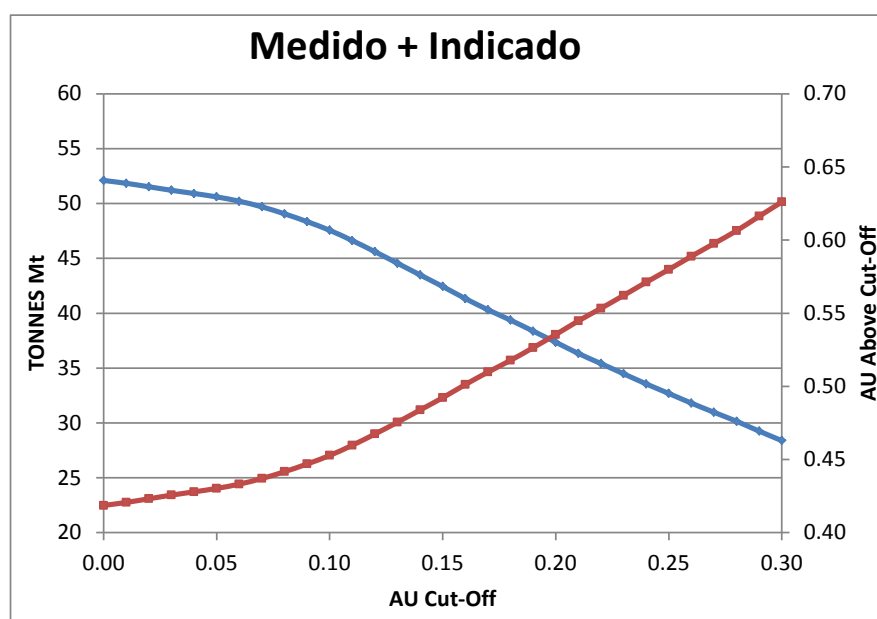


Figura 21: Curva tonelaje ley de envoltante óptima de recursos

La curva tonelaje versus ley para recursos medidos e indicados contenidos dentro de la envolvente económica a 1,300 \$/t permite determinar el total de toneladas de mineral a diferentes rango de ley con su respectiva ley media de oro.

Tabla 20 Curva tonelaje ley de la envolvente óptima para recursos

AU CUT-OFF g/t	MEDIDO		INDICADO		MED+IND		INFERIDO		Total	
	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t	Tonnes Mt	AU g/t
0.00	25.0	0.44	27.1	0.40	52.1	0.42	16.7	0.53	68.8	0.45
0.01	24.9	0.44	26.9	0.40	51.8	0.42	16.7	0.53	68.6	0.45
0.02	24.9	0.44	26.6	0.41	51.5	0.42	16.7	0.54	68.2	0.45
0.03	24.9	0.44	26.3	0.41	51.2	0.43	16.6	0.54	67.8	0.45
0.04	24.8	0.44	26.1	0.41	50.9	0.43	16.6	0.54	67.5	0.46
0.05	24.7	0.44	25.9	0.42	50.6	0.43	16.5	0.54	67.1	0.46
0.06	24.6	0.45	25.6	0.42	50.2	0.43	16.4	0.54	66.6	0.46
0.07	24.4	0.45	25.3	0.43	49.7	0.44	16.3	0.55	66.0	0.46
0.08	24.2	0.45	24.9	0.43	49.1	0.44	16.2	0.55	65.3	0.47
0.09	24.0	0.46	24.4	0.44	48.3	0.45	16.1	0.55	64.4	0.47
0.10	23.7	0.46	23.9	0.45	47.6	0.45	15.9	0.56	63.4	0.48
0.11	23.3	0.46	23.3	0.45	46.6	0.46	15.7	0.56	62.4	0.49
0.12	22.9	0.47	22.7	0.46	45.6	0.47	15.6	0.57	61.2	0.49
0.13	22.5	0.48	22.0	0.47	44.6	0.48	15.5	0.57	60.0	0.50
0.14	22.1	0.48	21.4	0.48	43.5	0.48	15.3	0.58	58.8	0.51
0.15	21.7	0.49	20.7	0.49	42.4	0.49	15.2	0.58	57.6	0.52
0.16	21.2	0.50	20.1	0.51	41.3	0.50	15.0	0.58	56.3	0.52
0.17	20.8	0.50	19.5	0.52	40.3	0.51	14.8	0.59	55.2	0.53
0.18	20.4	0.51	19.0	0.52	39.4	0.52	14.7	0.59	54.0	0.54
0.19	19.9	0.52	18.4	0.54	38.4	0.53	14.5	0.60	52.9	0.55
0.20	19.5	0.53	17.9	0.55	37.4	0.54	14.3	0.60	51.7	0.55
0.21	19.0	0.53	17.3	0.56	36.3	0.54	14.1	0.61	50.4	0.56
0.22	18.6	0.54	16.9	0.57	35.4	0.55	13.9	0.62	49.3	0.57
0.23	18.1	0.55	16.4	0.58	34.5	0.56	13.7	0.62	48.1	0.58
0.24	17.7	0.56	15.9	0.59	33.6	0.57	13.4	0.63	47.0	0.59
0.25	17.2	0.56	15.5	0.60	32.7	0.58	13.2	0.64	45.9	0.60
0.26	16.8	0.57	15.0	0.61	31.8	0.59	12.9	0.64	44.7	0.60
0.27	16.4	0.58	14.6	0.62	31.0	0.60	12.7	0.65	43.7	0.61
0.28	16.0	0.59	14.2	0.63	30.2	0.61	12.5	0.66	42.7	0.62
0.29	15.5	0.60	13.8	0.64	29.3	0.62	12.3	0.66	41.6	0.63
0.30	15.1	0.61	13.3	0.65	28.4	0.63	12.1	0.67	40.5	0.64

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

Resultados a diferentes leyes de corte para poder generar la curva tonelaje versus ley mostrada en la Figura 20.

Por ejemplo se tiene que para una ley de corte de 0,18 g/t Au existen 20,4 Mt de mineral como recurso medido, 19,0 Mt de mineral de recurso indicado y 14,7 Mt de mineral de recurso inferido totalizando 54,0 Mt de mineral con una ley media igual a 0,54 g/t Au equivalentes a 935,000 onzas de oro como recurso dentro del Pit.

Parámetros económicos, metalúrgicos, financieros y geotécnicos utilizados para la determinación de la envolvente de los recursos in pit son mostrados en la Tabla 21 notar que para los recursos se consideró dentro del costo de proceso la inversión en infraestructura de pad de lixiviación.

Todos los parámetros económicos, metalúrgicos, financiero, mineros entre otros se sustentan en estudios externos realizados por consultoras especialistas, memorándum técnicos de laboratorios certificados para el caso metalúrgico, estadística de costos operativos reales entre otros. Todos estos documentos alineados según el código JORC.

Tabla 21 Parámetros para optimización de recursos

	Unit	Recurso
PRECIO Au	\$/oz	1300
	\$/g	41.8
Costo de venta	\$/oz	3.76
	\$/g	0.1
Ag	\$/oz	23
	\$/g	0.739
Costo de Mina		
Costo Minado Mineral	\$/t mineral	2.13
Costo Minado Desmonte	\$/t desmonte	2.13
Costo Mineral		
Costo Proceso	\$/t mineral	1.99
Costo construcción de Pad	\$/t mineral	1.1
G&A	\$/t mineral	2.3
Costo transporte hacia pad	\$/t mineral	0.1
Costo total mineral	\$/t mineral	5.49
Recuperacion Au	1 BX_H	58%
	2 V_H	71%
	3 T_FR	80%
	4 PQ_BX	68%
	5 T_BX	60%
	6 TUF	70%
Recuperacion Ag		6%
Factores de Minado		
Dilucion		3%
Recuperacion Minera		98%
Flujo de Caja		
Ratio de Produccion	tpd ore	17,500
Tasa de Descuento	Mtpa	6.39
		12.5%
Slopes (actual diseño)	<u>Azi</u>	
	61	35
	151	41
	242	36
	331	38
Cut-off grade (g/t)	1 BX_H	0.23
	2 V_H	0.19
	3 T_FR	0.17
	4 PQ_BX	0.20
	5 T_BX	0.23
	6 TUF	0.19

CAPITULO V: ESTIMACION DE RESERVAS

5.1. OPTIMIZACIÓN DE PIT

La primera etapa en la estimación de reservas es realizar diferentes corridas de optimización sobre el modelo de recursos, los parámetros para el caso base de reservas son establecidos, estos se basan en los actuales costos operativos y en los parámetros operacionales, junto con un precio de oro establecido en US\$1,150/Oz, todos estos parámetros son variados en un diez por ciento para generar el análisis de sensibilidad, los parámetros de la optimización son mostrados en las tablas a continuación al igual que los resultados del análisis de sensibilidad.

Además un límite físico fue impuesto sobre el lado este del depósito debido a recomendaciones geotécnicas, la distancia de alejamiento desde el límite fronterizo chileno hacia el punto más cercano del pit se fijó en 30 m.

Los parámetros metalúrgicos para el caso base distinguen recuperaciones metalúrgicas por cada litología, estas son aplicadas actualmente en la

planificación de corto plazo; estos resultados producen diferentes leyes de corte en función de cada litología.

Los resultados para las principales optimizaciones se resumen en la Tabla 22 así como las corridas de sensibilidad, estas comprendieron los siguientes campos:

- Efecto de los recursos inferidos para la estimación de reservas.
- Precios de oro para recursos y reservas desde US\$1150, US\$1200, US\$1250 y US\$1300/Oz.
- Variación del costo de minado.
- Variación del costo de proceso.
- Variación en la recuperación metalúrgica.
- Variación en los ángulos de los taludes del pit.
- Ley de corte global en reemplazo de la ley de corte por litología.

Planos y secciones de los diagramas comparativos entre los límites de las envolventes 14 y 15 comparados con el Pit Final y el Pit realizado por la consultora Q´Pit en el año 2012 son mostrados en las Figuras 22 y 23.

Los parámetros utilizados para la estimación de reservas al igual que en los recursos son datos sustentables mediante informes externos, internos y estadísticas operativas detalladas, para las reservas se utilizaron US\$ 1,150/Oz de oro para el elemento plata un valor de US\$ 20,0/Oz.

Tabla 22 Parámetros de Optimización

	<i>Unit</i>	Reserva
PRECIO Au	<i>\$/oz</i>	1,150
	<i>\$/g</i>	37.0
Costo de venta	<i>\$/oz</i>	3.76
	<i>\$/g</i>	0.1
Ag	<i>\$/oz</i>	20
	<i>\$/g</i>	0.643
Costo de Mina		
Costo Minado Mineral	<i>\$/t mineral</i>	2.13
Costo Minado Desmonte	<i>\$/t desmonte</i>	2.13
Costo Mineral		
Costo Proceso	<i>\$/t mineral</i>	1.99
Costo construcción de Pad	<i>\$/t mineral</i>	1.1
G&A	<i>\$/t mineral</i>	2.3
Costo transporte hacia pad	<i>\$/t mineral</i>	0.1
Costo total mineral	<i>\$/t mineral</i>	5.49
Recuperacion Au	<i>1 BX_H</i>	58%
	<i>2 V_H</i>	71%
	<i>3 T_FR</i>	80%
	<i>4 PQ_BX</i>	68%
	<i>5 T_BX</i>	60%
	<i>6 TUF</i>	70%
Recuperacion Ag		6%
Factores de Minado		
Dilucion		3%
Recuperacion Minera		98%
Flujo de Caja		
Ratio de Produccion	<i>tpd ore</i>	17,500
Tasa de Descuento	<i>Mtpa</i>	6.39
		12.5%
Slopes (actual diseño)	<i>Azi</i>	
	<i>61</i>	35
	<i>151</i>	41
	<i>242</i>	36
	<i>331</i>	38
Cut-off grade (g/t)	<i>1 BX_H</i>	0.26
	<i>2 V_H</i>	0.22
	<i>3 T_FR</i>	0.19
	<i>4 PQ_BX</i>	0.23
	<i>5 T_BX</i>	0.26
	<i>6 TUF</i>	0.22

La recuperación metalúrgica se diferenció en función a la litología basado en los resultados del informe de la consultora Kappes Cassidy (KCA) el cual se realizó en el año 2006, los costos operativos son validados por los resultados operativos del año 2013 en la operación Pucamarca, los factores modificatorios han sido estimados según los resultados operativos del primer año de operación.

Los factores geotécnicos se sustentan en el estudio realizado por Piteau en base a 05 sondajes que determinaron los ángulos indicados en la Tabla 22.

La tasa de descuento y precio de los metales son determinados por el corporativo de MINSUR, liderados por el área de finanzas.

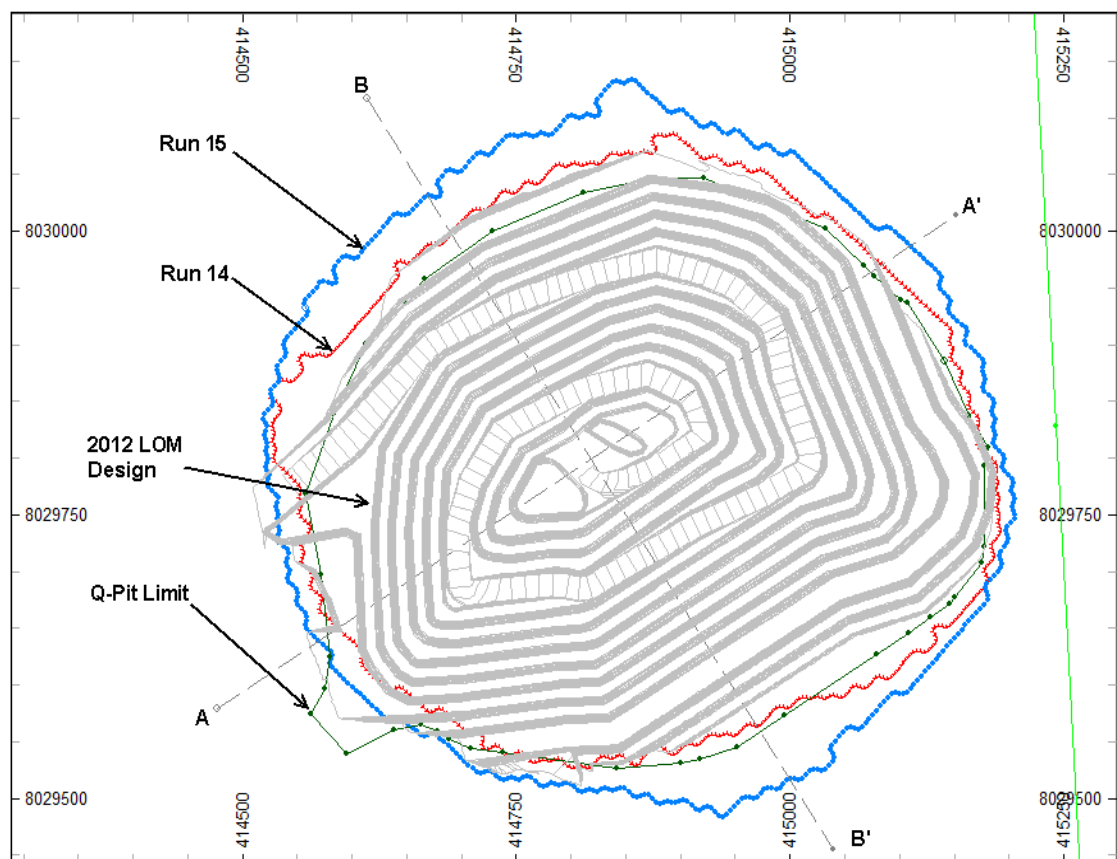
Tabla 23 Resultados del Cálculo de Reservas

Análisis	Descripción	DCF \$M	Beneficio \$M	Revenue \$M	Proceso			Mina			Total Desmonte Mt	Strip Ratio	AU		AG		Med+		Med +		Med +		Med +	
					Costo \$M	Costo \$M	Rock Mt	Mineral Mt	Costo \$M	Rock Mt			Total R	Total R	Med + Ind	Med + Inf	Med + G	Med + AU G	Med + G	Med + G	Med + R	Med + AU R	Med + R	Med + AG R
1	MI Precio Reservas	100.9	118.2	351.7	131.7	101.8	47.8	23.8	24.0	1.0	9.4	7.1	23.8	-	0.61	-	5.09	-	9.41	-	7.12	-		
2	MI Precio Recursos	138.0	165.7	426.5	147.7	113.2	53.1	26.7	26.5	1.0	10.1	7.8	26.7	-	0.58	-	4.97	-	10.09	-	7.79	-		
3	MI+Inf Precio reservas	140.3	175.9	486.8	181.9	129.0	60.6	32.8	27.7	0.8	13.0	10.3	26.6	6.22	0.60	0.65	5.14	6.18	10.34	2.68	8.04	2.26		
4	MI+Inf Precio recursos	187.2	241.7	591.3	205.9	143.7	67.5	37.1	30.3	0.8	14.0	11.3	29.8	7.37	0.57	0.61	4.99	5.85	11.00	2.98	8.73	2.54		
5	Costo Mina al -10%	108.6	128.4	359.2	134.8	96.1	50.0	24.3	25.7	1.1	9.6	7.3	24.3	-	0.61	-	5.09	-	9.61	-	7.28	-		
6	Costo Mina al +10%	93.4	108.4	339.3	126.9	103.9	44.4	22.9	21.5	0.9	9.1	6.8	22.9	-	0.61	-	5.08	-	9.07	-	6.83	-		
7	Costo Proceso -10%	111.1	131.7	360.8	125.6	103.4	48.6	25.2	23.4	0.9	9.6	7.4	25.2	-	0.59	-	4.97	-	9.65	-	7.36	-		
8	Costo Proceso +10%	91.1	105.5	338.0	134.7	97.8	45.9	22.1	23.8	1.1	9.0	6.8	22.1	-	0.63	-	5.21	-	9.04	-	6.77	-		
9	Recuperación -10%	74.3	85.1	284.2	113.2	85.9	40.3	20.4	19.9	1.0	7.6	6.2	20.4	-	0.64	-	5.18	-	7.59	-	6.23	-		
10	Recuperación +10%	128.9	153.8	409.7	144.6	111.4	52.3	26.1	26.2	1.0	11.0	7.7	26.1	-	0.59	-	5.00	-	10.97	-	7.67	-		
9	Taludes -10%	94.6	110.6	344.8	130.0	104.2	48.9	23.5	25.5	1.1	9.2	7.0	23.5	-	0.61	-	5.04	-	9.22	-	6.96	-		
10	Taludes +10%	105.8	124.1	351.8	130.7	97.0	45.5	23.6	22.0	0.9	9.4	7.1	23.6	-	0.62	-	5.14	-	9.41	-	7.12	-		
11	Evaluación Cut off = 0.18 g/t	98.7	116.8	363.2	144.6	101.8	47.8	26.1	21.7	0.8	9.7	7.4	26.1	-	0.58	-	4.82	-	9.71	-	7.40	-		
12	MI \$1,200/t	112.8	133.3	372.3	135.6	103.4	48.5	24.5	24.1	1.0	9.5	7.2	24.5	-	0.60	-	5.04	-	9.55	-	7.25	-		
13	MI \$1,250/t	125.1	148.9	403.8	143.7	111.3	52.2	25.9	26.3	1.0	9.9	7.6	25.9	-	0.59	-	5.02	-	9.95	-	7.65	-		
14	MI precio reservas, Con zona V_H	117.5	142.6	427.1	168.6	115.9	54.4	30.4	24.0	0.8	11.4	8.8	30.4	-	0.58	-	4.91	-	11.42	-	8.79	-		
15	MI+Inf precio recursos, Con zona V_H	252.6	352.7	805.7	291.5	161.5	75.8	52.6	23.2	0.4	19.0	15.3	38.1	14.53	0.53	0.60	4.74	5.43	13.20	5.85	10.62	4.64		

Fuente: Pucamarca – Checocollo Resources and Reserves Estimation (December 2013)

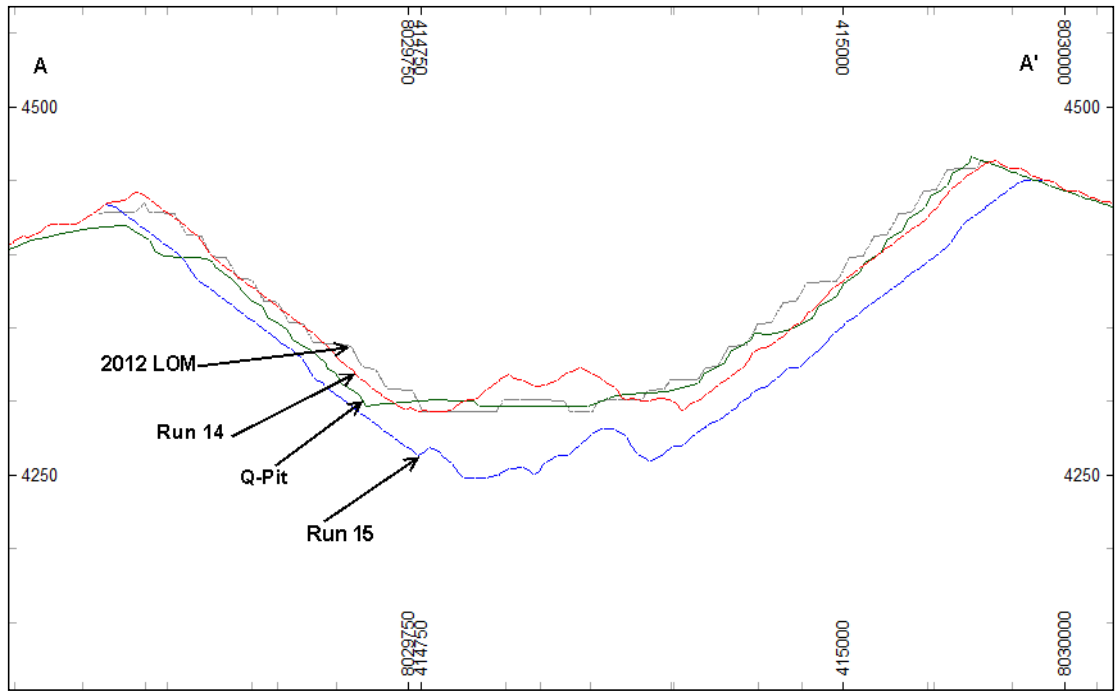
Envolvente número 14, muestra los resultados de las reservas considerando solo recursos medidos e indicados según el precio de 1,150 \$/Oz de oro incluye la zona litológica volcánico Huilacollo (V_H), esta representa la envolvente optima obteniendo un valor presente neto de 117,5 millones de dólares.

Figura 22: Vista en Planta de Pit optimizados



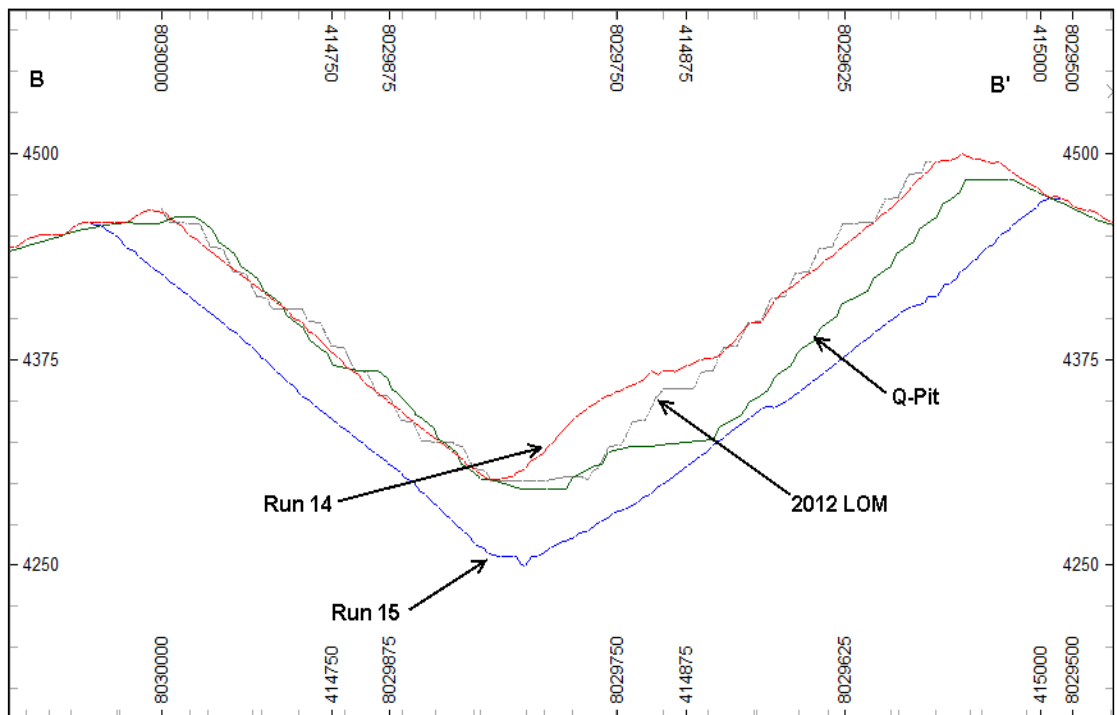
Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Figura 23: Sección A-A' Comparativo Pit Shell



Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Figura 24: Sección B-B' Comparativo Pit Shell



Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

La línea roja denominada Run 14 representa la envolvente óptima de reservas para el pit Checocollo determinada por el consultor Adam Wheller, la curva azul denominada Run 15 representa la envolvente de recursos para US\$ 1,300/Oz de oro, la línea verde es la envolvente de reservas calculada por la consultora Q'Pit en el año 2012 con parámetros completamente diferentes y finalmente la línea gris denominada 2012 LOM es el pit operativo diseñado en el año 2012 para las reservas de dicho año.

Todas las envolventes son bastante cercanas y serán utilizadas en los cálculos siguientes.

5.2. DISEÑO DE PIT

El máximo flujo de caja para los cálculos de la envolvente óptima se obtuvo con la corrida N°14, esta envolvente fue utilizada como guía para la elaboración del diseño del pit, este pit debe ser diseñado para lograr la operatividad de la envolvente, este ser el pit final óptimo de la mina Pucamarca para el yacimiento Checocollo.

La optimización se basó en un precio de oro de US\$1,150/Oz y solo fue calculada con los recursos medidos e indicados disponibles esté en orden a lo indicado por la guía JORC.

El diseño fue realizado por el departamento de Planeamiento e Ingeniería Mina de Pucamarca, los parámetros geométricos, geotécnicos y operativos se detallan en la Tabla 24.

Tabla 24 Parámetros y dimensiones para el diseño del Pit

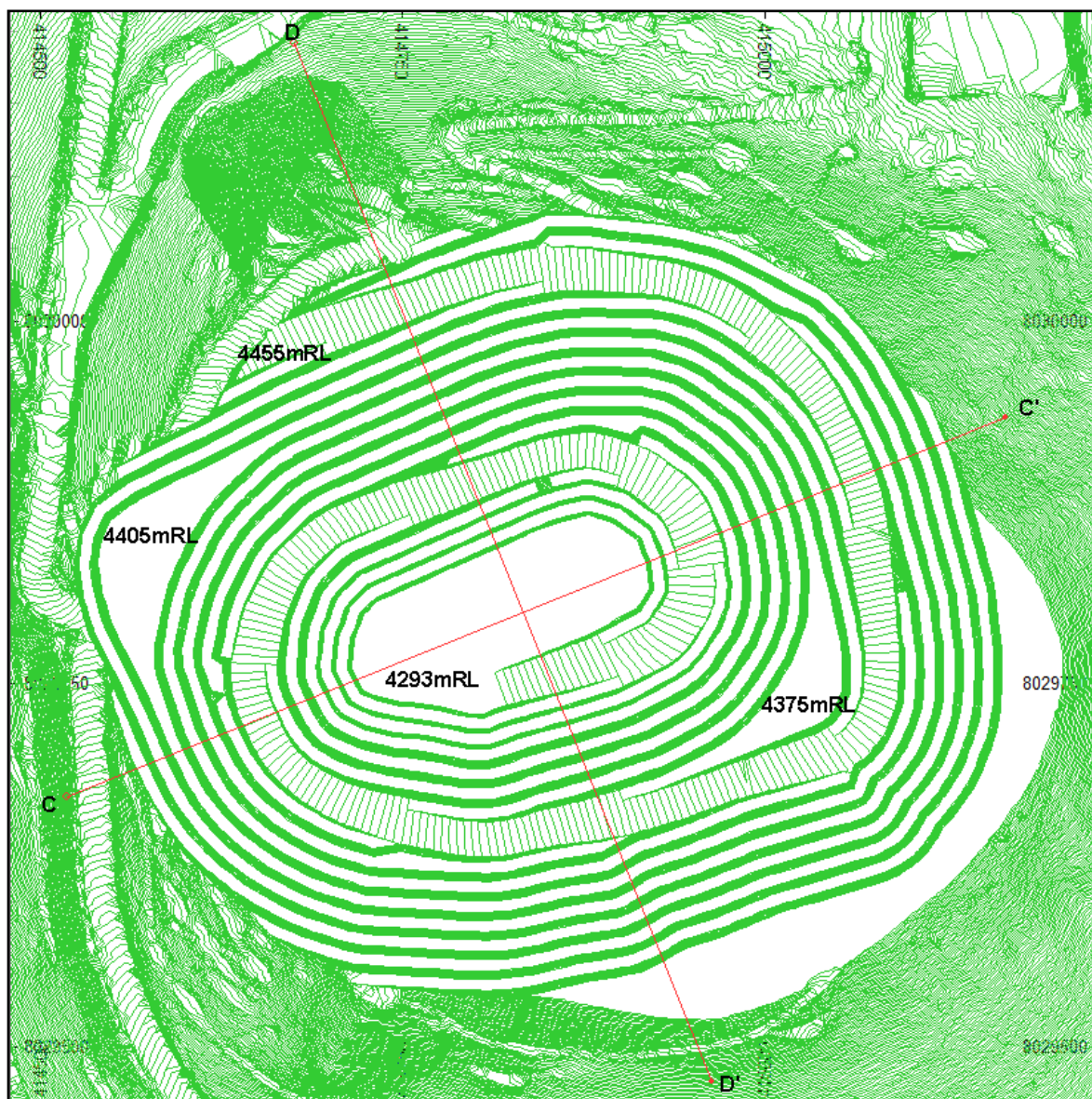
Descripción	Unidad	Valor
Altura de banco - desmonte	<i>m</i>	15
Altura de Sub Banco - Mineral	<i>m</i>	7.5
Ancho de berma cada 15 m	<i>m</i>	8
Ancho de rampa	<i>m</i>	24
Pendiente	%	10
Angulo cara de banco	<i>Degrees</i>	75
Elevación de la base del Pit	<i>m</i>	4290
Profundidad del Pit	<i>m</i>	210
Ancho total W-E	<i>m</i>	690
Ancho total N-S	<i>m</i>	570
Dimensiones de la base del Pit	<i>m</i>	80 x 215

Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Las rampas de acceso han sido desarrolladas para el tránsito de equipo de acarreo modelo T777 F, camiones de 100 t de capacidad con una pendiente máxima del 10% y un ancho de 24 m incluyendo cuneta y berma, el ancho efectivo es de 20 m, casi la totalidad del diseño será realizado a doble banco es decir con un altura máxima de 15 m, salvo en los taludes donde la roca no lo permita, para todos los casos las banquetas serán de acuerdo a la restricción geotécnica indicada en el estudio de la consultora Piteau según la litología en la que se formen los taludes finales.

A continuación se muestra una vista en planta y una vista vertical del diseño realizado versus la envolvente óptima de reservas.

Figura 25: Vista en Planta Pit Final



Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Vista en planta del diseño operativo para el Pit Checocollo cuya cota mínima es 4,292.5 msnm.

Las dimensiones superiores del Pit es aproximadamente de 500 m x 600 m

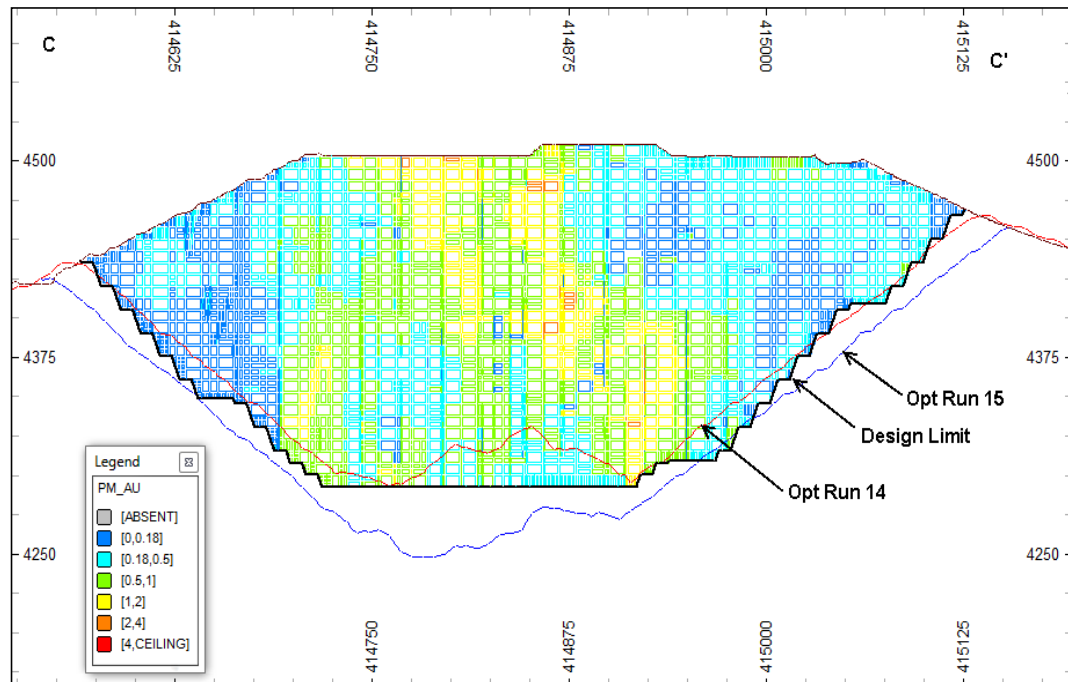


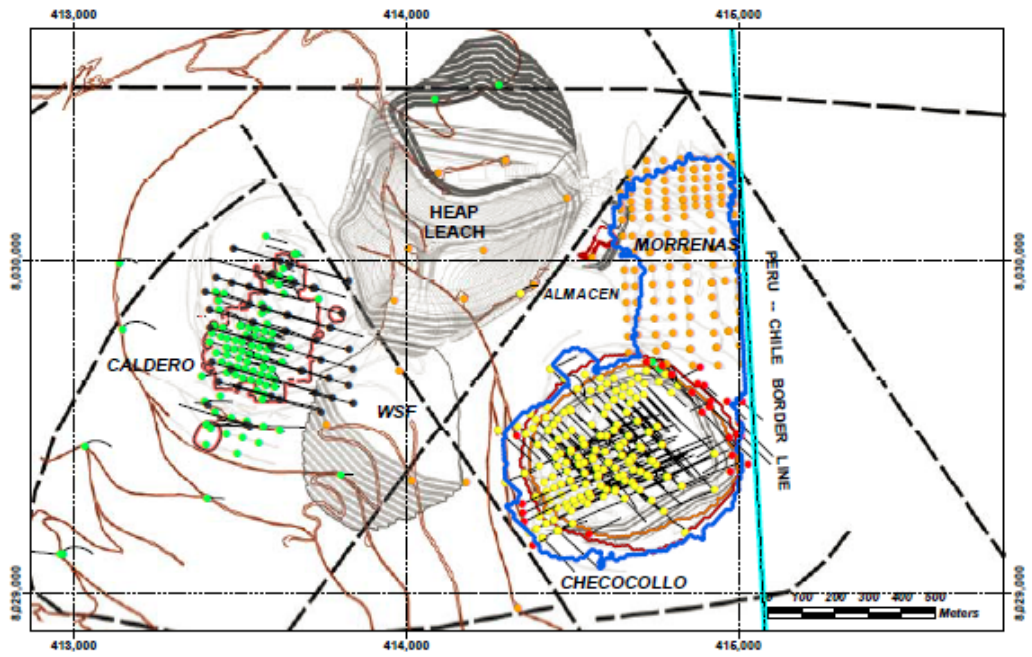
Figura 26: Sección C-C' Pit Final versus envoltura optima
Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

La Figura 26 muestra la sección vertical CC' donde se puede observar la cercanía de la envoltura de reservas con el diseño operativo.

Los bloques mostrados están en función a su rango de ley de oro, todos aquellos de color azul representa el desmonte, el color cyan representa el mineral de baja ley, el color verde mediana ley, el color amarillo es de leyes de 1 a 2 g/t de oro y los tonos rojos y naranjas leyes de oro desde 2 g/t hasta más.

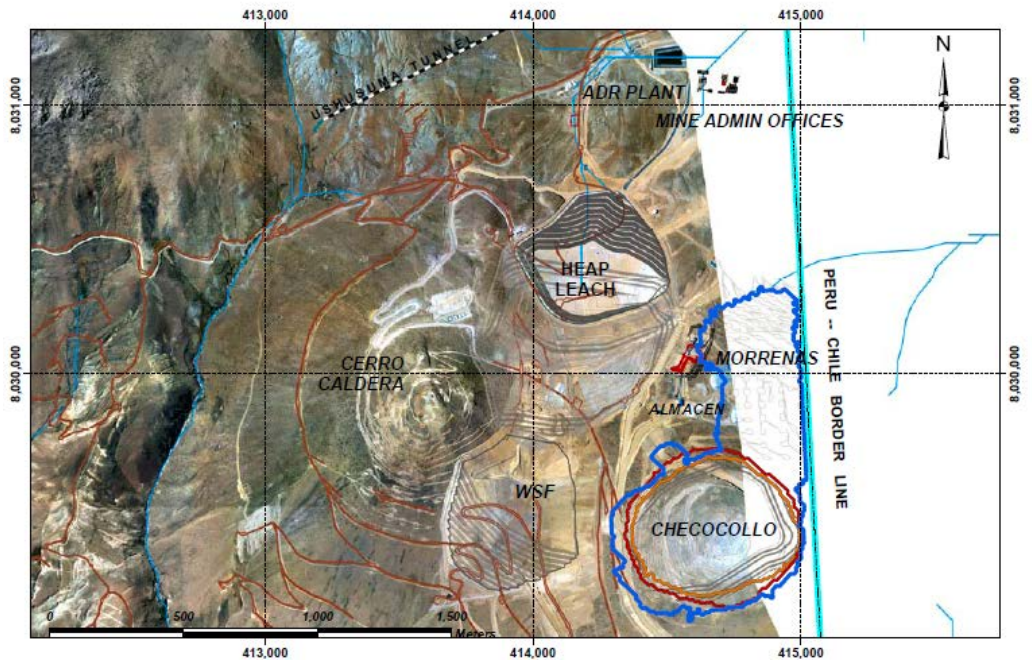
La Figura 27 y 28 muestran las vistas isométricas de la ubicación de los Pit Checocollo y Morrenas.

Figura 27: Vista Planta Pit Final



Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Figura 28: Vista Planta 3D Pit Final



Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

5.3. EVALUACION DE RESERVAS

Con el diseño actualizado del Pit Final se realizó el cálculo de las nuevas reservas, la Tabla 25 describe el número de reservas obtenido del nuevo modelo de recursos basados en una ley de corte única igual a 0,18 g/t.

Tabla 25 Resumen de Reservas

CLASE	Tonelaje Mt	Au g/t	Ag g/t	Total Roca Mt	Desmonte Kt	Strip Ratio
<i>Probado</i>	19.95	0.50	4.13			
<i>Probable</i>	17.01	0.53	5.04			
Total	36.96	0.51	4.55	63.36	26.40	1.1

Cálculos realizados para una ley de corte única de 0,18 g/t sobre el pit operativo diseñado el cual se derivó de la optimización de los parámetros económicos listados en la Tabla 22; el precio de oro considerado es de US\$1,150/Oz de oro vendible el costo de minado se consideró 2,13 US\$/t y el costo de proceso que incluye los costos administrativos es de 5,49 US\$/t.

El inventario de recursos inferidos dentro del pit diseñado alcanza los 11,4 Mt los cuales serán considerados dentro del plan de minado.

El resumen de reservas por litología según la ley de corte mencionada se resume en la Tabla 26.

Tabla 26 Reservas por Litología

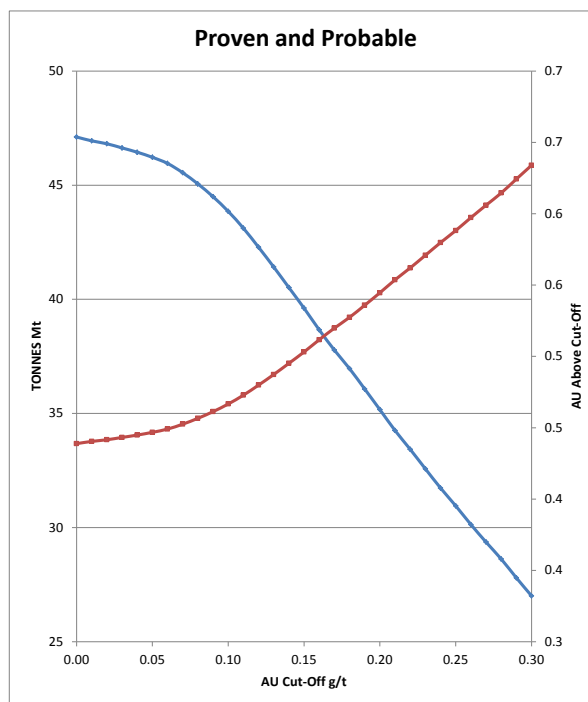
AZONE Lithology	Proven			Probable			Proven + Probable		
	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t
BX_H	2,265	0.58	4.13	1,398	0.60	5.97	3,663	0.59	4.83
PQ_BX	14,609	0.51	4.21	4,979	0.39	3.83	19,588	0.48	4.11
P_AN	2	0.18	6.79	3	0.21	8.76	4	0.20	8.02
TUFI	2	1.32	7.63	328	0.77	5.63	330	0.78	5.64
T_BX	137	1.14	5.97	3,740	0.85	7.21	3,877	0.86	7.16
T_FR	278	0.71	7.04	2,122	0.57	7.00	2,400	0.59	7.00
V_H	2,657	0.33	3.30	4,444	0.34	3.30	7,101	0.34	3.30
TOTAL	19,949	0.50	4.13	17,015	0.53	5.04	36,963	0.51	4.55

Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Calculo de reservas identificado por litología, la litología predominante es el pórfido de cuarzo brechado (PQ_BX).

Tabla 27 Curva Tonelaje-Ley de Reservas

Au Cut-Off g/t	Tonnes Mt	Au g/t	Ag g/t
0.00	47.1	0.43	3.98
0.01	46.9	0.43	3.99
0.02	46.8	0.43	4.00
0.03	46.6	0.43	4.01
0.04	46.4	0.43	4.02
0.05	46.2	0.43	4.03
0.06	46.0	0.44	4.05
0.07	45.5	0.44	4.07
0.08	45.1	0.44	4.09
0.09	44.5	0.45	4.13
0.10	43.9	0.45	4.16
0.11	43.1	0.46	4.21
0.12	42.3	0.47	4.25
0.13	41.4	0.47	4.30
0.14	40.5	0.48	4.35
0.15	39.6	0.49	4.40
0.16	38.7	0.50	4.45
0.17	37.8	0.50	4.50
0.18	37.0	0.51	4.55
0.19	36.1	0.52	4.60
0.20	35.2	0.53	4.65
0.21	34.3	0.54	4.70
0.22	33.4	0.55	4.75
0.23	32.6	0.55	4.80
0.24	31.7	0.56	4.84
0.25	31.0	0.57	4.89
0.26	30.1	0.58	4.94
0.27	29.4	0.59	4.97
0.28	28.6	0.60	5.01
0.29	27.8	0.61	5.05
0.30	27.0	0.62	5.10



Las reservas minables en Pucamarca alcanzan los 36,9 Mt entre mineral Probados y probables con una ley media de 0,51 g/t de oro esto equivale a 600,000 Oz de oro aproximadamente, si se toma en cuenta que se tiene 11,4 Mt de mineral como recurso inferido dentro del pit operativo se tendrán 180,000 Oz de oro adicionales.

Tabla 28 Inventario de reservas por banco

BANCO COTA	PROBADO			PROBABLE			PROBADO + PROBABLE			DESMONTE Kt	TOTAL Kt
	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t	Tonnes Kt	Au g/t	Ag g/t		
4510	13	1.16	4.49	0	1.01	3.08	14	1.15	4.45	4	18
4502.5	595	0.74	3.25	30	0.72	2.70	625	0.74	3.22	237	862
4495	1,512	0.58	2.88	229	0.74	3.62	1,741	0.60	2.98	626	2,366
4487.5	1,540	0.55	2.81	412	0.61	2.85	1,952	0.56	2.82	811	2,763
4480	1,014	0.47	2.65	812	0.49	3.13	1,827	0.48	2.86	1,351	3,178
4472.5	1,092	0.46	2.85	867	0.51	3.02	1,959	0.48	2.92	1,259	3,217
4465	1,116	0.47	2.93	939	0.48	3.32	2,055	0.48	3.11	1,420	3,475
4457.5	1,111	0.44	2.86	967	0.48	3.79	2,078	0.46	3.29	1,521	3,599
4450	1,065	0.44	3.08	982	0.47	4.00	2,047	0.45	3.52	1,686	3,733
4442.5	1,067	0.44	3.51	943	0.49	4.35	2,010	0.46	3.91	1,580	3,589
4435	1,028	0.44	3.93	932	0.49	4.70	1,960	0.46	4.30	1,618	3,578
4427.5	1,045	0.41	4.06	853	0.49	5.44	1,898	0.45	4.68	1,463	3,361
4420	945	0.41	4.52	816	0.49	5.85	1,760	0.45	5.13	1,520	3,281
4412.5	907	0.41	5.00	765	0.52	6.04	1,672	0.46	5.48	1,301	2,973
4405	887	0.44	5.46	692	0.53	5.82	1,579	0.48	5.62	1,290	2,869
4397.5	849	0.47	5.67	659	0.54	6.10	1,508	0.50	5.86	996	2,504
4390	810	0.51	5.74	629	0.55	5.79	1,439	0.53	5.76	964	2,403
4382.5	712	0.54	5.75	594	0.58	5.62	1,306	0.56	5.69	825	2,131
4375	611	0.58	5.71	570	0.57	5.66	1,182	0.58	5.69	857	2,039
4367.5	441	0.68	6.02	514	0.54	5.57	955	0.60	5.78	787	1,742
4360	415	0.64	6.06	520	0.52	5.53	935	0.58	5.77	722	1,657
4352.5	327	0.63	6.41	527	0.52	5.36	854	0.56	5.76	572	1,426
4345	296	0.58	6.48	505	0.54	6.36	800	0.55	6.41	546	1,346
4337.5	196	0.58	7.35	492	0.58	6.85	688	0.58	6.99	449	1,137
4330	141	0.56	7.59	467	0.60	6.86	608	0.59	7.03	455	1,063
4322.5	94	0.62	8.10	401	0.62	6.77	495	0.62	7.02	383	878
4315	73	0.55	8.51	379	0.63	6.35	452	0.61	6.70	353	805
4307.5	33	0.58	10.96	279	0.60	6.88	312	0.60	7.31	312	623
4300	11	0.45	8.07	163	0.58	6.97	175	0.57	7.04	275	449
4292.5	4	0.37	3.34	76	0.62	6.16	81	0.61	6.01	221	302
TOTAL	19,949	0.50	4.13	17,015	0.53	5.04	36,963	0.51	4.55	26,401	63,365

Fuente: Pucamarca –Reserves Estimation (December 2013)

Inventario de reservas por banco y categoría determinados para una ley de corte de 0,18 g/t de oro, respetando los factores de recuperación minera utilizados 3% de dilución y 98% de recuperación minera, el costo de mina fue de US\$2,13/t el costo de procesamiento incluyendo gastos administrativos es de US\$5,49/t.

Los recursos inferidos contenidos dentro del pit operativo alcanzan los 11,4 Mt esto deberá ser confirmado con la reconciliación, de ser positivo el desmonte alcanzaría solo los 15,0 Mt.

CAPITULO VI: PLAN DE MINADO PUCAMARCA

La mina Pucamarca fue diseñada para ser explotada por tajo abierto, con una vida útil de siete años, separada en 2 fases: la primera de 3 años donde se construiría y operaría los sectores de mejor ley y una segunda de 4 años donde se completaría la explotación del tajo minero.

Como resultado del presente plan de minado se ha diseñado su explotación hasta el año 2022, un total de 10 años de vida útil contados desde el año 2013, dividida en 3 fases para el Cerro Checocollo y 1 fase para el sector Morrenas, como se indicó el sector denominado Caldero no forma parte de la presente planificación por encontrarse a nivel de pre factibilidad.

El estándar corporativo indica que el plan de minado de largo plazo operativo deberá realizarse incluyendo como mineral los recursos inferidos reportados dentro del pit, mas no serán considerados para efectos de valorización de ningún tipo.

Actualmente la concesión de beneficio de Pucamarca cuenta con una autorización para tratar 17,500 tpd siendo la capacidad instalada de 21,000 tpd, esto restringe el movimiento de mineral a 6,3 Mt anuales.

6.1. TAJO CHECOCOLLO

La Primera Fase de aproximadamente 3,0 años en la cual se ha programado un avance progresivo del desbroce, construcción y operación. La etapa de desbroce y preparación tuvo lugar en el año 2012, posteriormente en febrero del 2013 se obtienen la licencia de concesión de beneficio iniciando con ello la etapa de producción, esta primera etapa de explotación terminará en diciembre del 2014 totalizando un movimiento de 14,1 Mt entre mineral y desmonte.

La Segunda Fase de 3,0 años donde se avanzará la explotación del tajo abierto en un 80%, alcanzando una profundidad de 187,5 m. Al término de esta fase el botadero de desmonte, pila de lixiviación fase 1, 2 A y 2B, habrán llegado a su máxima capacidad. Se requiere desarrollar, en paralelo a ésta etapa, la ingeniería y construcción de nuevas estructuras que replacen a las ya colmatadas. Esto permitirá dar sostenibilidad a la operación minera durante la Fase 3. Actualmente se están estudiando alternativas de expansión de pad y botaderos.

La Tercera Fase de 4,0 años donde se continuará con la explotación del tajo hasta la profundidad y paredes finales. La misma terminará en el último trimestre del año 2022.

El detalle del material que explotará el tajo Checocollo por categoría incluyendo los recursos inferidos se resume en la Tabla 30.

Tabla 29 Inventario de reservas Pit Checocollo

PUCAMARCA DIC_2013	CHECOCOLLO
PROBADO (T*000)	19.95
Au g/t	0.500
Oz Au (*000)	0.321
PROBABLE (T*000)	17.02
Au g/t	0.530
Oz Au (*000)	0.290
RECURSOS INF. (T*000)	11.30
Au g/t	0.613
Oz Au (*000)	0.223
TOTAL (T*000)	48.26
Au g/t	0.537
TOTAL Oz Au (*000)	0.833

6.2. TAJO MORRENAS

El sector Morrenas se ubica al norte del Cerro Checocollo, limitando por el lado este con la República de Chile. Será explotado en una sola Fase y de forma paralela a la explotación del Cerro Checocollo. Debido a su conformación geológica, este material contiene un alto volumen de finos por lo que deberá mezclarse con roca chancada del Cerro Checocollo. La proporción de la mezcla se calcula en 2:1. La explotación minera iniciará en el segundo semestre del año (2015) y culminará a principios del 2019 con una vida útil de aproximadamente 4 años.

El sector Morrenas tiene un total de 8,3 Mt de mineral con una ley promedio de 0,58 g/t de oro equivalentes a 154,000 onzas de oro extraíbles. Por su

proximidad con el Cerro Checocollo, el tajo Morrenas quedará unido con el tajo Checocollo en su extremo sur.

El Sector Morrenas y el Sector Cerro Checocollo cuentan con estudio geotécnico realizados por Piteau, estos parámetros han sido utilizados para los correspondientes diseños mineros.

Tabla 30 Inventario de reservas Pit Morrenas

PUCAMARCA DIC_2013	MORRENAS
PROBABLE (T*000)	8.30
Au g/t	0.580
Oz Au (*000)	0.155
TOTAL (T*000)	8.30
Au g/t	0.580
TOTAL Oz Au (*000)	0.155

6.3. TAJO CALDERO

Este sector se ubica al oeste del Cerro Checocollo, adyacente a la fase 2B del pad de lixiviación. Alberga un potencial de 1,2 Mt de mineral con ley promedio de 0,57 g/t de oro equivalentes a 22,000 Oz de oro extraíbles. Este sector se encuentra en una etapa de exploración avanzada y a la fecha se sigue explorando para delimitar el yacimiento.

No cuenta con un estudio geotécnico por lo que aún no se ha modelado la forma de explotación a realizar. Este sector no será considerado dentro del plan minero detallado en el presente estudio.

5.4. FASES DE EXPLOTACION PIT CHECOCOLLO

La explotación minera se inició en la cima del cerro Checocollo (4,575 msnm) y continuará los siguientes años hasta llegar a una profundidad de 210 m. El tajo abarcará un área de 49,9 hectáreas y su cota en el nivel más profundo será de 4,292.5 msnm.

Se minará un total de 63,3 Mt de material, lo que significa un volumen aproximado de 26,46 Mm³. Se logrará ratios de explotación de hasta 9,2 Mt de mineral anual. El mineral explotado será de 48,26 Mt, los cuales serán llevados a las pilas de lixiviación, ubicadas a 1,5 km al Nor Oeste del tajo Checocollo y al Este del tajo Morrenas. El material de desmonte generado total será de 15,1 Mt, los cuales se dispondrán en un depósito de desmonte denominado Botadero Norte. La operación considera la utilización de explosivos a un ritmo de 0,24 kg de anfo pesado por tonelada de material.

Las rampas y caminos de acceso para la maquinaria tendrán un ancho efectivo de 20 m, siendo el ancho total (considerando bermas, cunetas y taludes) de 29 m. Este diseño es para el empleo de camiones CAT 777F de 100 t de capacidad. Se requiere 06 camiones para el cumplimiento del plan minero en los primeros años y la adquisición de un séptimo a inicios del año 2017 debido al incremento de desmonte.

Se consideran 03 frentes de carguío:

- a) El principal denominado Mina – Chancadora alimentará de mineral al chancado primario ubicado a 1,7 km de distancia desde el centro del

tajo. Para esta actividad se identificó la necesidad de tres camiones, el ritmo de producción esperado en este circuito será de 1,100 toneladas por hora.

- b)** El segundo frente denominado Ore Bin – Pad se ubica en la parte baja del circuito de chancado y corresponde al área de reclamo en donde mediante un sistema de compuertas será alimentado el mineral chancado, con dosificación de cal hacia los camiones. Para este frente se identificó la necesidad de 02 camiones, para mantener el equilibrio entre el material procesado y el material puesto en pad se requiere que este circuito de reclamo alimente a un ritmo de 1,100 t/h. Ambos frentes deberán trabajar en forma paralela y se estima que con un total de 17 horas efectivas la producción de mineral diaria quede asegurada. La distancia del área de reclamo al centro del Pad Fase 2B en su punto máximo será de 2,0 km.
- c)** El tercer frente es el que corresponde al desmonte, el botadero Norte se ubica a 2,9 km de distancia del tajo abierto. Este frente será trabajado en función a lo indicado por el plan de minado.

Las tres etapas de explotación en las cuales ha sido dividido el Pit Checocollo se detallan a continuación, estas cumplen el ancho de rampa indicado, además se consideró para la construcción de las fases un mínimo ancho operativo de 60 m.

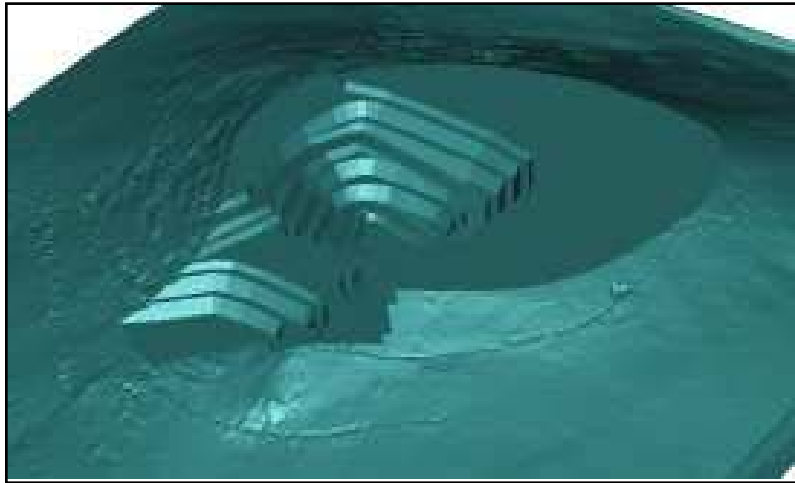


Figura 29: Vista Isométrica NS Pit Checocollo Fase 1

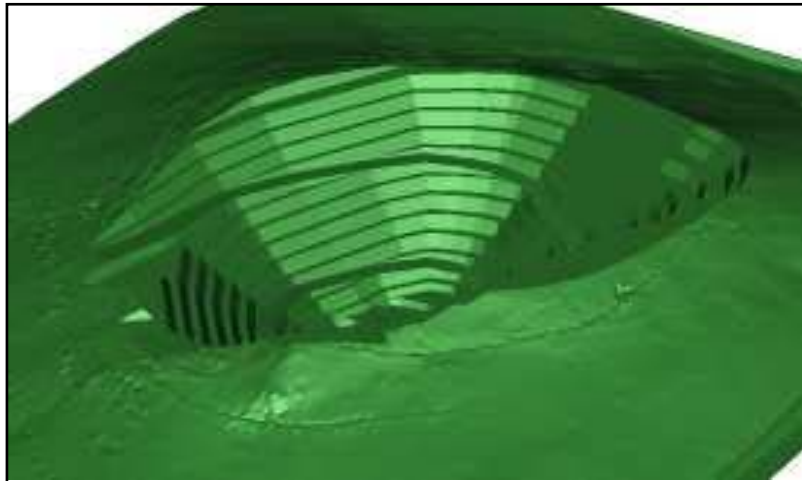


Figura 30: Vista Isométrica Pit Checocollo Fase 2

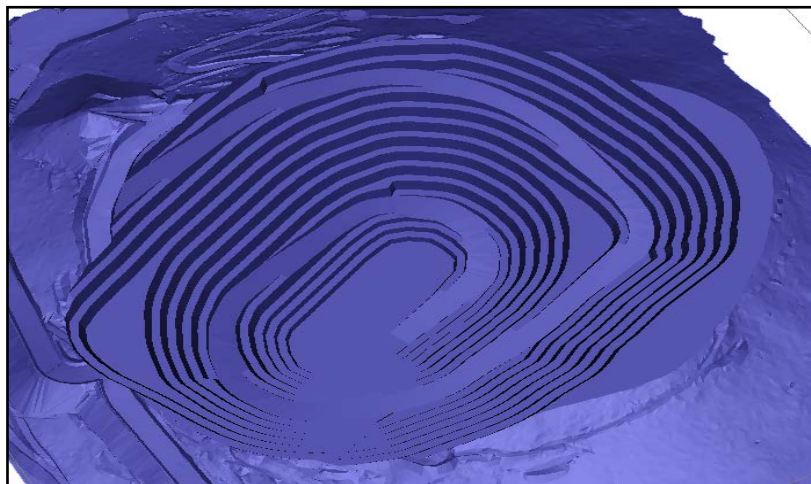


Figura 31: Vista en planta Pit Checocollo Fase Final

6.5. FASES DE EXPLOTACION PIT MORRENAS

El tajo Morrenas está diseñado para ser explotado en una sola fase y su explotación está estimada para iniciar en julio 2015. La cota más alta en este sector es de 4,470 msnm, la profundización del tajo llegará a una cota final de 4,350 msnm, con un área total de 24,3 Ha. Se espera extraer 8,3 Mt de mineral con una ley promedio de 0,58 g/t de oro equivalentes a 154,000 Oz de oro.

El diseño contempla bancos dobles de 5,0 metros de altura cada uno, un ángulo interrampa de 32° debido a su naturaleza deleznable y un ángulo de trabajo de 55°. Finalmente el “*catch bench*” será de 4,5 metros. Debido a la topografía del sector el plan de extracción será realizado con los mismos equipos con los que se cuenta en la actualidad la mina. Debido a ello se han considerado los mismos parámetros geométricos usados en las rampas de accesos del Cerro Checocollo. El sector norte será explotado mediante equipo de menor perfil pudiendo ser volquete de 20 m³ y excavadora modelo CAT 365, esto último será realizado en el último año de explotación del sector en el año 2019.

Siendo el mineral del sector de naturaleza morrenico, éste debe ingresar al pad mezclado en proporciones de 2:1 con material fresco del Cerro Checocollo. Es necesario hacer esta mezcla para lograr una mejor recuperación metalúrgica y evitar problemas de estabilidad en el pad de lixiviación.

Se minará un total de 11,4 Mt de material, lo que significa un volumen aproximado de 5,7 Mm³. Se logrará ratios de explotación de hasta 3,6 Mt de mineral anual. El mineral explotado será de 8,3 Mt de mineral correspondiendo la diferencia de 3,1 Mt de desmonte. La ley de corte para este sector ha sido calculada en 0,20 g/t de oro.

A continuación se muestra el diseño final del Tajo Morrenas.

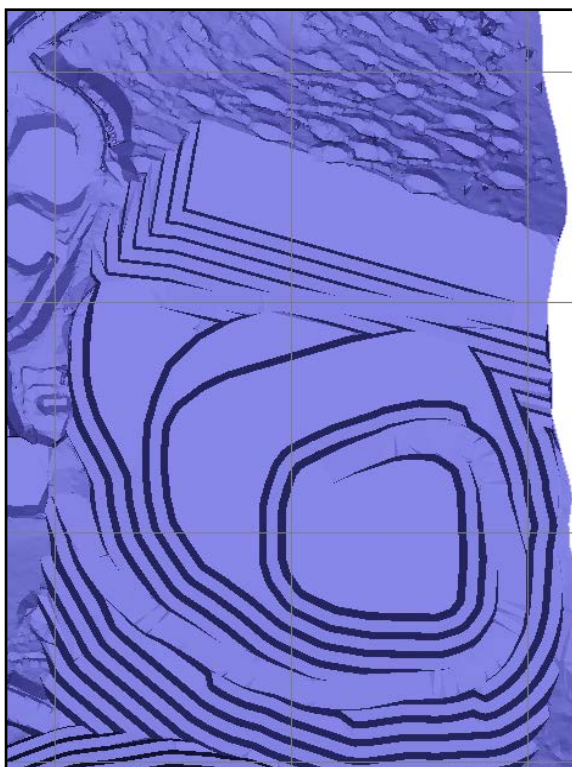


Figura 32: Vista en planta Pit Morrenas Fase Final

6.6. PROGRAMA DE PRODUCCION

Según la secuencia de extracción óptima para los tajos Morrenas y Checocollo se determinó los siguientes flujos de producción anual en Pucamarca y esto se enfocaron en lograr el máximo beneficio posible.

El programa de producción para el tajo Checocollo y Morrenas se pueden ver en la Tabla 31 y 32 respectivamente.

Tabla 31 Programa de producción Pit Checocollo

MATERIAL	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	TOTAL
MINERAL	5,953,514	5,277,055	4,232,675	4,238,450	4,238,736	5,634,506	6,350,391	6,383,115	5,954,415	48,262,856
Au g/t	0.662	0.518	0.527	0.537	0.449	0.495	0.540	0.498	0.577	0.537
Ag g/t	2.000	3.071	3.821	5.064	4.765	5.584	5.797	5.226	6.505	4.689
Oz Au	126,736	87,827	71,726	73,214	61,245	89,648	110,177	102,285	110,370	833,228
Oz Ag	382,820	521,098	519,964	690,046	649,401	1,011,645	1,183,495	1,072,539	1,245,368	7,276,374
RECUPERACION	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%	70.0%
DESMONTE	1,478,000	1,407,877	1,373,863	1,142,120	1,959,823	2,739,146	2,836,787	1,375,693	785,820	15,099,128
TOTAL	7,431,514	6,684,932	5,606,538	5,380,571	6,198,558	8,373,651	9,187,178	7,758,807	6,740,235	63,361,985

Tabla 32 Programa de producción Pit Morrenas

MATERIAL	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	TOTAL
MINERAL	0	1,100,000	2,152,070	2,147,188	2,161,021	721,720	0	0	0	8,282,000
Au g/t	0.000	0.562	0.499	0.580	0.671	0.552	0.000	0.000	0.000	0.578
Ag g/t	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
Oz Au	0	19,892	34,495	40,048	46,631	12,817	0	0	0	153,883
Oz Ag	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACION	0%	50%	50%	50%	50%	0%	0%	0%	0%	50%
DESMONTE	0	374,205	441,708	1,500,740	828,195	0	0	0	0	3,144,848
TOTAL	0	1,474,205	2,593,778	3,647,928	2,989,216	721,720	0	0	0	11,426,848

La recuperación metalúrgica del sector Morrenas es de 50% debido a la presencia de mayor cantidad de finos, esto genera menor percolación de la solución cianurada, algo de impermeabilización del mineral, esto se sustenta en los estudios realizados por el área de laboratorio metalúrgico en base a pruebas en columna. La recuperación de 70% para el sector Checocollo se basa en los resultados reales obtenidos hasta la fecha. El programa de producción para la mina Pucamarca se detallan en la Tabla 33.

Actualmente se vienen desarrollando pruebas en mezclas de ambos tipos de minerales con la finalidad de incrementar la recuperación metalúrgica

del mineral morrénico.

Tabla 33 Programa de producción Pucamarca

MATERIAL	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	TOTAL
MINERAL	5,953,514	6,377,055	6,384,745	6,385,638	6,399,757	6,356,226	6,350,391	6,383,115	5,954,415	56,544,856
Au g/t	0.662	0.525	0.517	0.552	0.524	0.501	0.540	0.498	0.577	0.543
Ag g/t	2.000	2.542	2.533	3.361	3.156	4.950	5.797	5.226	6.505	4.002
Oz Au	126,736	107,719	106,221	113,263	107,875	102,465	110,177	102,285	110,370	987,112
Oz Ag	382,820	521,098	519,964	690,046	649,401	1,011,645	1,183,495	1,072,539	1,245,368	7,276,374
RECUPERACION	70.0%	66.3%	63.5%	62.9%	61.4%	61.2%	70.0%	70.0%	70.0%	67.1%
DESMONTE	1,478,000	1,782,082	1,815,571	2,642,861	2,788,017	2,739,146	2,836,787	1,375,693	785,820	18,243,976
D/M	0.25	0.28	0.28	0.41	0.44	0.43	0.45	0.22	0.13	0.32
TOTAL	7,431,514	8,159,137	8,200,316	9,028,499	9,187,774	9,095,372	9,187,178	7,758,807	6,740,235	74,788,833
OZ Vendibles	97,715	71,425	67,456	71,274	66,187	62,753	77,124	71,600	77,259	662,793

El programa de ventas, ley media de oro anual, relación mineral desmonte y aporte de producción del Pit Checocollo y Morrenas se pueden observar en las Figuras 34 a la 36.

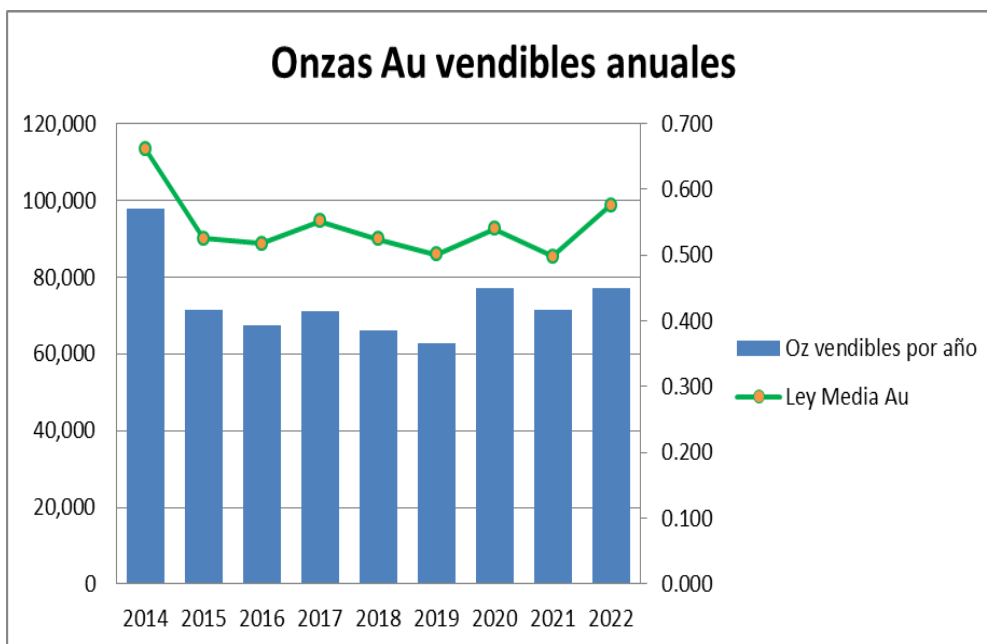


Figura 33: Ventas anuales Onzas de oro

Las ventas anuales para el plan *Life of Mine* (LOM) en Pucamarca serán de entre 65,000 Oz de oro hasta 98,000 Oz de oro, la ley media será bastante homogénea siendo el punto más bajo en el año 2021 con una ley de 0,499 g/t de oro y la más alta en los primeros, esto se ajusta al objetivo del negocio minero, el cual busca maximizar los ingresos en los primeros años de explotación.

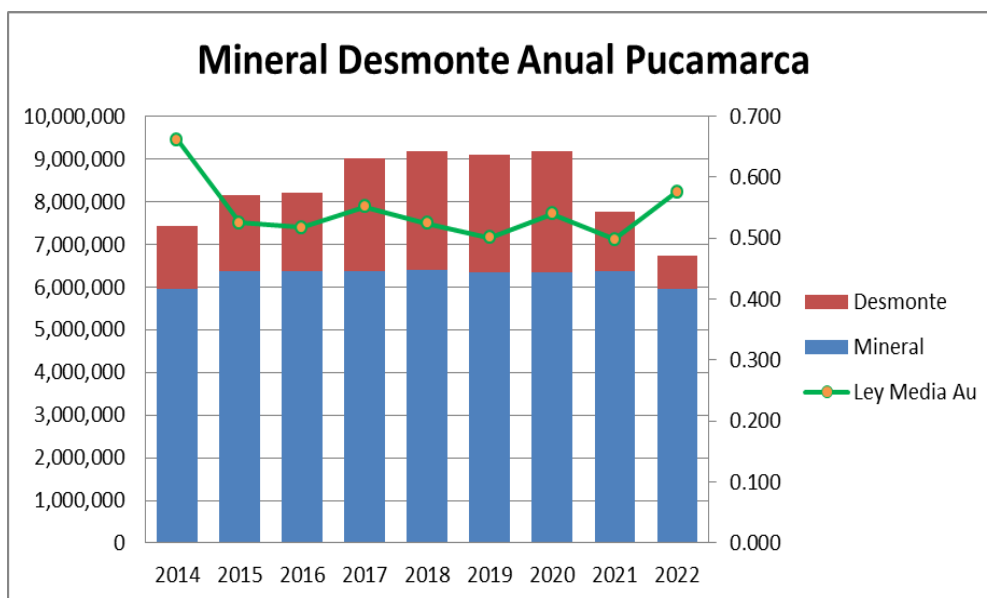


Figura 34: Producción mineral desmorte Pucamarca

El movimiento de tonelaje de mineral y desmorte a lo largo del plan de minado LOM de Pucamarca tendrá un máximo en el año 2020 y un mínimo en el año 2022 con 9,2 Mt y 6,7 Mt de material respectivamente.

El desmorte alcanzará un máximo en el año 2020 con 2,8 Mt esto representa un relación desmorte versus mineral igual a 0,45, el menor movimiento de desmorte se realiza en el año 2022 con 0,13 de relación desmorte mineral.

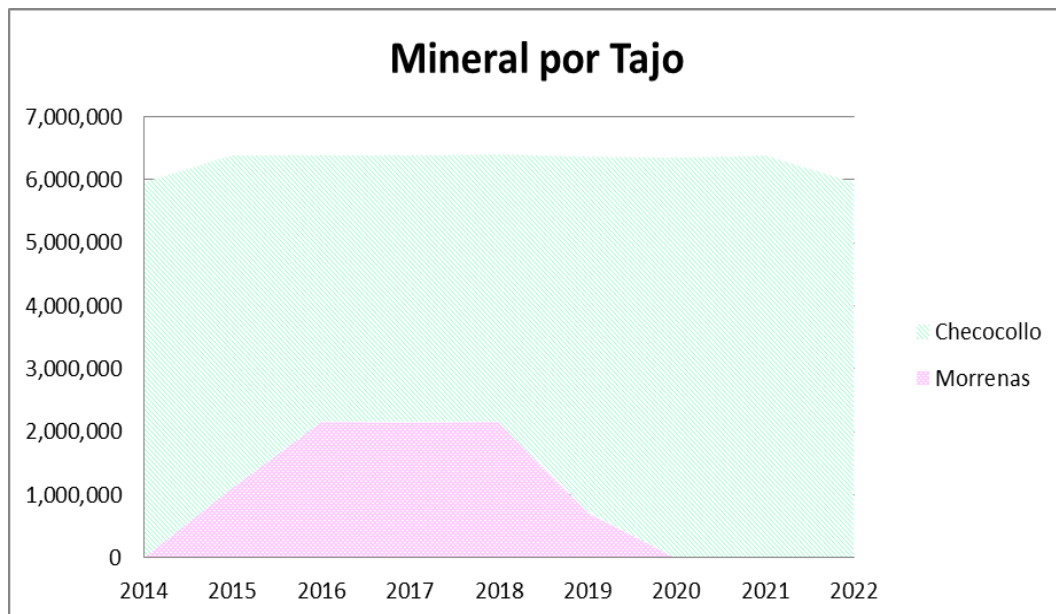


Figura 35: Producción por Pit

El aporte de mineral por tajo es representado en la Figura 36, el mineral del tajo Checocollo representa el 84,7% del total del programa de producción indicado.

Las horas anuales por equipo para el cumplimiento del programa de producción se pueden observar en la Tabla 34 los rendimientos utilizados se basan en información estadística actual y a las proyecciones de las distancias de transporte a lo largo de las fases mencionadas, es así que la velocidad de perforación para el equipo modelo DM45 E se fijó en 28 m/h considerando una sobre perforación de 0,8 m, el rendimiento del cargador frontal y equipos de acarreo planificado es de 1,000 t/h, si bien el rendimiento nominal de estos equipo pueden alcanzar las 1,400 t por hora, esto no es posible debido a la necesidad de mezclar el mineral de Morrenas con el Checocollo de manera paralela.

Tabla 34 Horas anuales por equipo

EQUIPOS DE SERVICIOS	UNIDAD	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Camiones	hr/año	34,560	35,632	35,596	39,847	41,088	41,064	41,458	35,377	25,198
Cargadores	hr/año	7,823	8,159	8,200	9,028	9,188	9,095	9,187	7,759	6,740
Perforadora DM45	hr/año	3,868	3,284	3,300	3,633	3,698	3,660	3,697	3,122	2,713
Tractor D8T (mina)	hr/año	3,608	3,900	3,900	3,900	3,800	3,800	3,800	3,800	3,500
Perforadora T50	hr/año	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800
Tractor de Ruedas (Toro)	hr/año	4,600	4,600	4,600	4,600	4,600	4,600	4,600	4,600	4,300
Motoniveladora 14M	hr/año	4,950	4,800	4,800	4,800	4,800	4,800	4,800	4,800	4,500
Rodillo compactador C835	hr/año	1,310	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,350
Excavadora 320 DL	hr/año	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,500
Retroexcavadora consumo diesel	hr/año	3,700	4,200	4,200	4,200	4,200	4,200	4,200	4,200	4,000
Cisterna T777	hr/año	2,380	2,600	2,600	2,600	2,600	2,600	2,600	2,600	2,500
Cisternas Volvo (ballenon)	hr/año	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	2,800
Cisterna Diesel	hr/año	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	2,800
Cisterna agua	hr/año	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	2,800

En función a las horas y rendimientos mencionados se calcularon los equipos necesarios para el cumplimiento de la producción, es así que se identificó la necesidad de un séptimo camión a partir del año 2017 que permita cumplir con el programa de desmonte establecido.

Actualmente se cuenta con un equipo cisterna de 20,000 galones de agua modelo WT-777 se evaluará la opción de transformar el equipo auxiliar en uno de producción, para ello será necesario modificar la configuración del sistema de transmisión y adquirir una nueva tolva.

En la Tabla 35 se listan los equipos requeridos.

Tabla 35 Lista y Número de Equipos Requeridos

EQUIPOS REQUERIDOS ANUAL	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Camiones T777 *	6	6	6	7	7	7	7	6	5
Perforadora DML	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Perforadora T50	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargadores frontales 993	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Tractor D8T (Mina y Planta)	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Tractor de ruedas (Toro)	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motoniveladora 14M	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Rodillo compactador C835	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Excavadora 320 DL	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Retroexcavadora	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cisterna T777	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cisternas Volvo - Ballenon	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camionetas (Mina y Planeamiento)	5	5	5	5	5	5	5	5	5

6.7. VALORIZACION DE LA UNIDAD PUCAMARCA

La valorización de la mina Pucamarca en base al inventario de reservas indicado permitió actualizar el valor del proyecto, el anterior fue realizado previo al inicio de las operaciones en diciembre 2012 indicando un valor de 178 millones de dólares, las principales diferencias respecto a la anterior valoración fueron las siguientes:

Los costos operativos fueron sobre estimados debido a data estadística de otras operaciones principalmente por el lado metalúrgico, mayores ratios de consumo de insumos químicos, cal, cianuro, carbón entre otros.

La recuperación metalúrgica inicialmente fue del 65% en base a estudios realizados por Kappes Cassidy durante el (2006) sin embargo los resultados del primer año de explotación indican valores del 70% esto debe ser continuamente evaluado, los resultados de la recuperación operativa obtenida durante el primer año de explotación fue utilizado en la presente estimación, sin embargo el seguimiento debe ser continuo. Esto tiene un

impacto de gran importancia en la valorización de la operación Pucamarca.

El ritmo de producción inicial de procesamiento para Pucamarca fue de 14,000 toneladas por día esto fue modificado a 17,500 toneladas por día logrando un incremento de producción del 25%. Actualmente se está estudiando la posibilidad de incrementar la producción a 21,000 toneladas por día debido tener una mayor capacidad instalada gracias a mejoras tecnológicas realizadas en todo el proceso productivo, la restricción principal por ahora y de mayor cuidado es la falta de agua.

El modelo geológico es el mismo al utilizado en la evaluación original sin embargo el área de geología continua investigando y actualizando la interpretación del yacimiento, una interpretación por alteración y no litológica tendría un impacto más favorable en la estimación de recursos. Además se continúan realizando campañas de perforación exploratoria en la periferia y en sectores internos del pit, con el objetivo de encontrar mayores recursos y leyes para mejorar la categorización de los recursos y reservas.

El modelo geotécnico es el mismo al utilizado en la evaluación inicial sin embargo aquí se prevé una pérdida de reservas ya que es necesario tener consideraciones de seguridad operativas debido a la proximidad del límite fronterizo peruano chileno, el borde libre actual dejado como recomendación geotécnica es de 30 m.

El valor de la mina Pucamarca considerando los recursos inferidos dentro

de la envoltante de reservas como inventario de producción calculadas a inicios del 2013 en base a una tasa de descuento del 12,5% es de 235 millones de dólares, el detalle de los costos considerados se especifican en la Tabla 36.

CONCLUSIONES

1. La planificación minera ha permitido en base a nueva información incrementar el valor de la unidad Pucamarca, adecuando los procesos a las indicaciones señaladas en el código JORC, esto permite conocer con anterioridad las inversiones, ingresos y egresos a los que estará sujeto la operación permitiendo la toma de decisiones de manera adecuada sin que esto afecte los flujos de caja de Grupo BRECA.
2. El valor de las reservas de la Mina Pucamarca con la nueva planificación incremento de 178 millones de dólares en el año 2012 a 235 millones de dólares, una vida útil de 10 años contados a partir del 2013 con una producción diaria de 17,500 toneladas por día de mineral, la relación desmonte mineral es de 0,32 con una producción anual promedio de 80,000 Oz de oro.
3. Sin aumentar el perfil de equipos actuales es posible incrementar el movimiento de material anual hasta 11 Mt por año, esto será analizado en base a los permisos que se requieran pero principalmente a la

disponibilidad del recurso hídrico para el proceso de lixiviación. Actualmente la producción tiene un ritmo de producción de 17,500 toneladas por día de mineral; los resultados operativos indicarían una alta probabilidad de lograr una producción de 21,000 toneladas diarias de mineral.

4. El perfil anual de ley de Au del plan minero es ligeramente decreciente en el tiempo, siendo esto un resultado adecuado para el negocio minero, permitiendo recuperar la inversión de US\$200 millones en 3 años de operación al precio de oro estimado.

RECOMENDACIONES

1. Es importante optimizar el diseño del pit final, para ello será necesario realizar nuevas campañas geotécnicas que doten de mayor y mejor información en búsqueda de optimizar dichos ángulos de talud.
2. Se requiere prontas campañas de perforación diamantina ya que no se cuenta con mucha información en la periferia superior del actual diseño, esto hace pensar que existe un gran potencial para una futura ampliación del Tajo Checocollo.