



Universidad Nacional de Río Cuarto
Facultad de Ciencias Exactas, Físico-Químicas y Naturales
Departamento de Geología

TESIS DE LICENCIATURA

“Proyecto de inversión para la reactivación de la explotación de cuarzo y feldespatos de la mina “Rey David” Distrito pegmatítico Conlara, San Luís.”



Autor: Luciano Poggi

Director: Dr. Manuel Demartis

Co-Director: Geól. Nicolás Witkowski

Año 2016

ÍNDICE

	<i>Pag.</i>
1. Agradecimientos.....	4
2. Resumen.....	5
3. Introducción.....	8
3.1 Objetivos generales.....	10
4. Ubicación y vías de acceso.....	10
5. Materiales y métodos.....	11
5.1 Etapa de gabinete inicial.....	11
5.2 Etapa de campo.....	11
5.3 Etapa de laboratorio.....	12
5.4 Etapa de gabinete final.....	12
6. Marco geológico regional.....	12
6.1 Geología de la Sierra de San Luis.....	15
6.2 Geología del área de estudio.....	16
6.2.1 Complejo metamórfico Conlara.....	16
6.2.2 Distritos pegmatíticos económicos de la provincia peg. Pampeana.....	17
6.2.3 Distrito pegmatítico Conlara.....	19
6.2.4 Grupo pegmatítico San Martín - Cautana.....	20
7. Proyecto de inversión minero.....	21
7.1 Introducción.....	21
7.2 Geomorfología del área.....	21
7.3 Geología local.....	22
7.4 Características geológicas de la pegmatita Rey David.....	23
7.5 Escombreras.....	27
7.6 Recuperación.....	28
7.7 Ley del mineral.....	28
7.8 Cálculo de reservas.....	30
7.9 Comercialización.....	33
8. Estudio técnico.....	34
8.1 Proceso productivo.....	34
8.2 Servicio de voladura.....	35
8.3 Capacidad de trabajo de la maquinaria.....	35

8.4 Etapa 1.....	35
8.5 Etapa 2.....	39
8.6 Etapa 3.....	41
8.7 Etapa 4.....	45
8.8 Etapa 5.....	47
8.9 Detalle de costos.....	50
8.10 Localización del proyecto.....	61
8.11 Rentabilidad.....	62
8.12 Tamaño del proyecto.....	64
9. Evaluación económica del proyecto.....	64
9.1 Valor actual neto (VAN).....	65
9.2 Tasa interna de retorno (TIR).....	66
9.3 Coeficiente de rentabilidad (CR).....	67
10. Conclusiones.....	77
11. Bibliografía.....	80
Anexo I	82
Anexo II	83
Anexo III	112
Anexo IV	118

1. AGRADECIMIENTOS

- Agradezco infinitamente a mi familia, a mis padres y hermanos, por ser la razón de mi vida y una parte indispensable en todo esto.
- A Celeste, por la ayuda en la redacción y revisión del informe, por apoyarme tanto en todo desde el primer día y ser mi compañera incondicional.
- A mis directores, Dr. Manuel Demartis y Geólogo Nicolás Witkowski, por ayudarme a crecer profesionalmente y como persona, y darme la posibilidad de trabajar con ellos.
- Al Dr. Jorge Coniglio por su ayuda en el campo y en la revisión del trabajo.
- A mis compañeros de trabajo final Facundo y Gonzalo por su compañía y ayuda en las tareas de campo.
- A todos mis compañeros y amigos que, de una u otra manera, estuvieron conmigo en el momento preciso y me acompañaron a lo largo de la carrera para alcanzar esta meta.
- Al Lic. Osvaldo Cortona (profesional de Piedra Grande SAMICAYF.) por permitir que todo esto se llevara a cabo, por la valiosa información brindada y por posibilitarme junto a Nicolás poder trabajar en el seno de una empresa de esta envergadura.
- A la C.P Cecilia Ibarra por su valioso aporte en la revisión del proyecto de inversión.

2. RESUMEN

El yacimiento de Feldespato y Cuarzo “Rey David”, actualmente paralizado, se ubica en la Provincia de San Luis al Norte del departamento San Martín, Partido Rincón del Carmen, Paraje Las Cortaderas, enmarcado dentro del ámbito de las Sierras Pampeanas Orientales.

El ambiente geológico está compuesto por esquistos de dos micas que poseen una marcada esquistosidad, cuya orientación predominante es N-010°-030°, y buzamiento entre 70° y 85° E, con variaciones a N-050° a 090° y buzamientos entre 70° y 85° hacia el NO y N, intruidos sub-concordantemente por diques pegmatíticos, los cuales generan la mineralización de importancia económica.

Se plantea un proyecto de inversión minero consistente en la explotación y comercialización de feldespato potásico con textura en bloque y textura gráfica, albita y cuarzo del yacimiento pegmatítico en cuestión. Para ello se realizó un mapeo topográfico-geológico de detalle a escala 1:600, a través del cual se calcularon las reservas de los distintos minerales a explotar tanto *in situ* dentro de la cantera como de dos antiguas escombreras aledañas.

Los valores obtenidos de reservas Totales fueron:

- Feldespato Potásico en bloque: 78.892,1 Toneladas.
- Albita: 45.984,9 Toneladas.
- Feldespato Gráfico: 2.178,2 Toneladas.
- Cuarzo: 1.122,3 Toneladas.

Una vez conocidas las reservas totales del yacimiento se las distinguió entre reservas medidas e indicadas. Se consideró como reservas medidas todo aquel mineral que se encuentra por encima de la cota 961 metros, mientras que como reservas indicadas a todo aquel mineral ubicado sobre la cota 954 metros y como techo la cota 961 metros.

Los valores obtenidos de reservas medidas fueron:

- Feldespato Potásico en bloque: 37.718,7 toneladas.
- Albita: 35.874,5 toneladas
- Feldespato Gráfico: 2.178,2 toneladas.
- Cuarzo: 1.122,0 toneladas.

Los valores obtenidos de reservas indicadas fueron:

- Zona de reemplazo metasomático: 16.850,7 toneladas.
- Feldespato Potásico en bloque: 34.433,1 toneladas.
- Feldespato Gráfico: 0 toneladas.
- Cuarzo: 0 toneladas.

El cálculo volumétrico del estéril se realizó de manera análoga al de las reservas, obteniéndose un valor aproximado de 33.000 toneladas.

La estructura interna de la pegmatita Rey David se caracteriza por ser de tipo compleja y de carácter simétrica en parte. El mapeo de detalle permitió determinar diferentes zonas dispuestas desde el borde hacia el centro denominadas como: Zona de borde, zona de pared, zona intermedia externa, zona intermedia interna, zona de núcleo y zonas de reemplazo metasomático tardío.

Tanto las zonas de borde como de pared no revisten interés económico. La zona intermedia externa posee sectores ricos en Tur y Ms como minerales accesorios, y numerosos xenolitos de esquistos encajantes, sin embargo, también posee sectores ricos en feldespato potásico de textura gráfica de significativo valor económico y por lo tanto constituyen uno de los sectores propuestos a explotar y comercializar por este proyecto. Otra zona de importancia económica la conforma por todo aquel volumen que fue afectado por un reemplazo metasomático tardío. Cabe destacar que la zona de mayor relevancia de la pegmatita es la zona intermedia interna, sitio compuesto fundamentalmente por feldespato potásico en bloque y por núcleos de cuarzo, en esta zona el reemplazo ha sido escaso o nulo.

El proceso productivo se basará específicamente en la obtención del mineral mediante el uso de perforación y voladura. Luego el mineral se extraerá mediante pala mecánica hasta un lugar apropiado (“cancha”), donde se disminuye el tamaño del mismo en forma manual hasta alcanzar los tamaños requeridos por las moliendas y se lo carga en camión en cantera.

El trabajo de perforación, voladura, extracción y clasificación del material de la cantera se desarrollará en toda la extensión de la pegmatita, profundizando la cantera hasta una profundidad de cota 954 metros. Hasta esa profundidad se prevén efectuar las labores con un ángulo de talud de trabajo de 80°. Estas tareas se subdividieron en 5 etapas diferenciadas en función de los niveles a alcanzar por cada una de ellas. Las etapas 1, 3 y 5 corresponden a profundización y extracción de mineral, mientras que las etapas 2 y 4 corresponden a voladura y profundización, sobre material estéril, de los accesos al interior de la cantera. Este proceso conllevará 50 meses para su realización, movilizándolo y clasificándolo en cancha un promedio de 2.700 toneladas mensuales de mineral.

Los costos de todas las etapas del proyecto en cuestión fueron divididos en: Costos de pre-inversión, correspondiente al estudio geológico realizado a lo largo de todo el presente informe; costos de inversión, que se componen por los precios de adquisición de las maquinarias, la casilla rodante para el resguardo del personal, una cisterna para el almacenaje del combustible, la inscripción del yacimiento, el informe de impacto ambiental y un furgón para el traslado del personal desde su localidad natal hasta la cantera; mientras que los costos de producción se corresponden con los consumos de combustible de toda la maquinaria a emplear y del mantenimientos de las mismas, los sueldos del personal y sus viáticos, el pago del canon minero, los aceros de perforación y la depreciación de todos los bienes.

Con el propósito de evaluar las posibilidades de reactivación se realizaron tres estudios económicos-financieros proyectados en 4,17 años (50 meses). En el primero de ellos se evaluó la alternativa en la cual todo el capital necesario para solventar los costos de pre-inversión y de inversión sea financiado con recursos propios; en el segundo estudio se evaluó solicitar un préstamo bancario por un monto equivalente al 50% del capital precisado; y por último un tercer caso en donde la totalidad de los fondos sean financiados por un préstamo otorgado

por una entidad bancaria. Dichos estudios fueron evaluados a través de los parámetros VAN, TIR Y CR, obteniéndose para el primer caso un VAN de \$2.686.408,8, una TIR de 63,8% anual u 5,3% mensual y un CR de 0,61. Para el segundo de los casos se obtuvo un VAN de \$2.755.518,8, una TIR de 59,2% anual u 4,9% mensual y un CR de 0,62. Para el tercer caso se obtuvo un VAN de \$2.889.221,4, una TIR de 48,2% anual u 4,01% mensual y un CR de 0,65.

Con estos valores se concluye que el proyecto evaluado es económica y financieramente viable. De la comparación de las tres alternativas, surge que la financiación de los costos de pre-inversión e inversión a partir de préstamos implican un mayor margen de ganancias con VAN superiores a la alternativa sin financiamiento externo, pero implican una disminución en el tiempo de retorno de la inversión (TIR menores). No obstante, dichos parámetros pueden mejorarse significativamente si se evalúa la posibilidad de explotar otros yacimientos que se encuentran muy próximos y que cuentan con similares dimensiones y características, esto permitiría extender la vida útil del proyecto sin incurrir nuevamente en grandes costos de inversión, optimizando toda la maquinaria, diluyendo de esta manera la inversión inicial y aumentando considerablemente los ingresos.

3. INTRODUCCIÓN

Las provincias de San Luis, Córdoba y San Juan son los principales productores de cuarzo y feldespatos de la Argentina. Las tipologías de depósitos a partir de los cuales se extraen estos minerales en la gran mayoría se asocian con pegmatitas graníticas y vetas hidrotermales (Bonalumi *et al.*, 2001a y b). Estas tipologías de depósitos son muy abundantes en las Sierras de Córdoba y de San Luis.

Las pegmatitas graníticas poseen una fuerte demanda debido a que en general constituyen la única tipología de depósito para la obtención económica de feldespatos potásico y sódico para la fabricación de sanitarios, cerámicos, porcelanatos, vidrios, esmaltes y

otros productos. El cuarzo obtenido a partir de pegmatitas graníticas también posee una demanda importante en la industria siderúrgica para la elaboración de silicio metálico y ferrosilicio, y constituye una de las principales materias primas de la industria del vidrio incoloro, donde las arenas silíceas no compiten por su alto contenido de elementos penalizantes. Sin embargo, los precios de venta de estos minerales no justifican una fuerte inversión para su explotación, por lo que los productores deben recurrir a yacimientos cercanos con bajos costos de pre-inversión e inversión y transporte.

La empresa Piedra Grande SAMICAYF., radicada en la localidad de La Toma, provincia de San Luis, se dedica al procesamiento de feldespatos y cuarzo, extraídos fundamentalmente de yacimientos pegmatíticos, y constituye una de las empresas más importantes del país en este rubro.

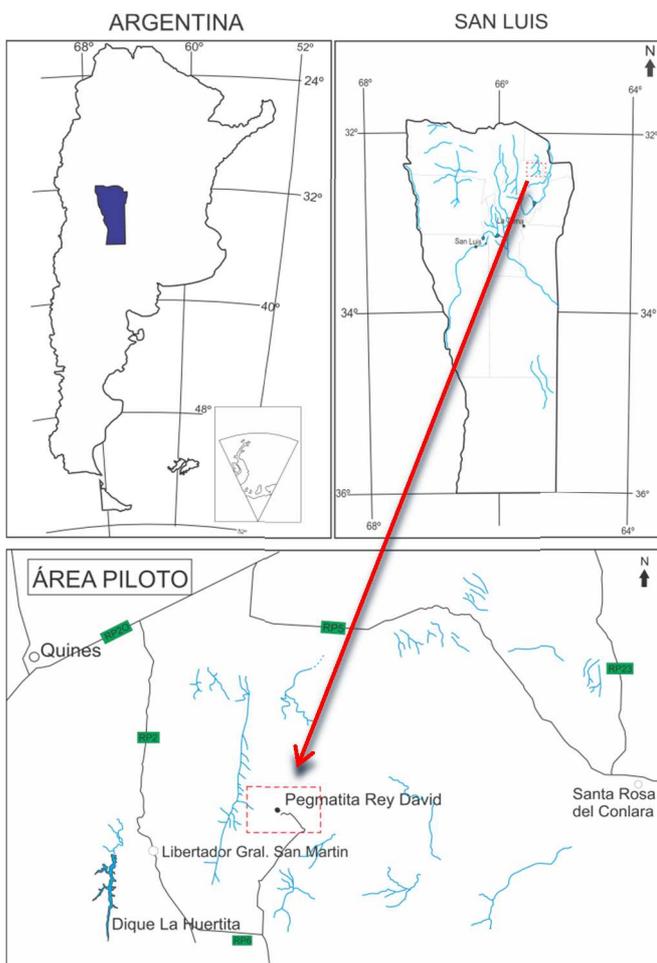


Figura 1: Ubicación geográfica del área estudiada.

El procesamiento involucra la trituración, molienda y beneficio del mineral que luego se comercializa con industrias fabricantes de sanitarios, revestimientos, vidrios, etc. La fuerte demanda de feldespatos y cuarzo extraídos de pegmatitas para la fabricación de pastas cerámicas y vidrios incoloros ha despertado la inquietud de dicha empresa para la activación o

reactivación de canteras en pegmatitas graníticas cercanas a la planta de procesamiento de la localidad de La Toma.

Las condiciones de mercado expuestas en párrafos anteriores han llevado a la empresa Piedra Grande SAMICAYF a evaluar la posibilidad de reactivación de la mina "Rey David" antigua cantera de pegmatita granítica perteneciente al grupo San Martín-Cautana del distrito pegmatítico Conlara, San Luis (Galliski, 1999; Roquet, 2010), ubicada entre las localidades de Santa Rosa de Conlara y Libertador Gral. San Martín (figura 1). La mina "Rey David", propiedad de Piedra Grande SAMICAYF, se compone de dos pertenencias mineras de 200 x 300 m cada una (figura 2). En el presente trabajo, sólo se realizaron los estudios geológicos y de pre-factibilidad en la pertenencia Sur, de 200 x 300 m de superficie, a la cual se hará referencia de aquí en adelante. La reactivación implicaría la apertura de nuevos frentes de explotación, reapertura y/o acondicionamiento de antiguos frentes y el reprocesamiento de escombreras, para la extracción y comercialización de cuarzo y feldespatos. Para ello se precisará conocer la cantidad y calidad del mineral a explotar, zonificar la cantera y planificar las labores a desarrollar, de manera tal de poder generar un proyecto de inversión para la toma de decisión.

Para este trabajo se propuso, concretamente, efectuar la cartografía geológico-económica de detalle a escala minera de la mina "Rey David" pertenencia Sur, ubicada en las coordenadas 32°22'07"S y 65°33'30"O. A partir de esta cartografía, de la toma y análisis de muestras representativas y de la estimación de determinados parámetros de mercado, se elaborará un proyecto de inversión minera para la reactivación de la mina citada. Por otro lado, la obtención de datos geológicos y estructurales volcados en un relevamiento planoaltimétrico permitirá estimar lo más certeramente posible los diferentes recursos involucrados y su continuidad en profundidad.

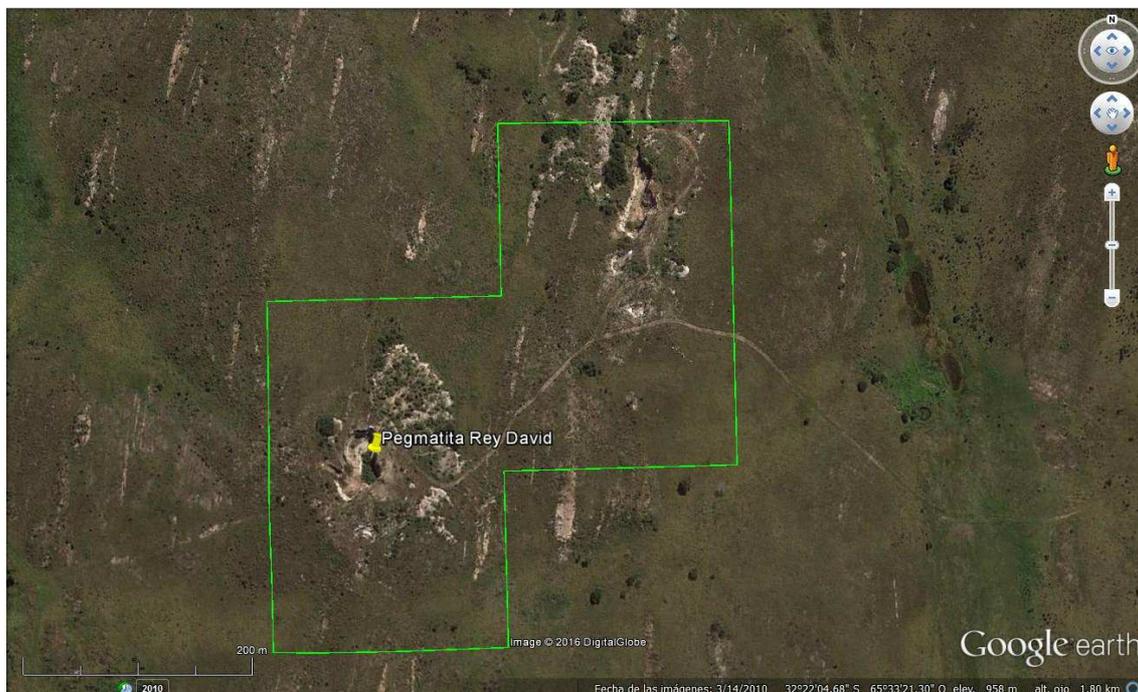


Figura 2: Ubicación del cuerpo pegmatítico principal y pertenencia minera Norte y Sur.

3.1 - Objetivos Generales

- Introducir al alumno en la aplicación del método científico en la práctica profesional.
- Elaborar un proyecto de inversión minera para la reactivación de la mina "Rey David" con la finalidad de la explotación de feldespatos y cuarzo.

3.2 - Objetivos Específicos

- Efectuar un mapa topográfico-geológico de detalle a escala 1:600 de la mina "Rey David", distrito pegmatítico Conlara, Sierra de San Luis, y elaborar perfiles perpendiculares al eje mayor de las pegmatitas aflorantes.
- Identificar, mapear y describir las rocas encajantes y las pegmatitas que afloran en el área del punto anterior, teniendo en cuenta morfologías, mineralogía, estructura interna y demás estructuras que se observen.
- Efectuar el cálculo de reservas de feldespato y cuarzo de la cantera y de las escombreras, y determinar su calidad industrial.
- Plantear las labores de explotación del depósito teniendo en cuenta su ubicación y orientación. Determinar el ritmo de explotación y costos de pre-inversión, Inversión y de producción del proyecto.
- Realizar el proyecto de inversión, calcular los flujos de fondo y efectuar la evaluación técnico-económico-financiera de explotación de las canteras y sus escombreras hasta la etapa de pre-factibilidad.
- Evaluar dicho proyecto a través de los parámetros VAN, TIR Y CR.

4. UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO

La zona de estudio se ubica al Norte del departamento San Martín, Partido Rincón del Carmen, Paraje Las Cortaderas, Provincia de San Luis (Figura 1). Además, se encuentra dentro de unos de los 7 distritos mineros del plan maestro de minería 2014-2020 (<http://www.planmaestromineria.sanluis.gov.ar/distritos-mineros/>), distrito minero San Martín, impulsado por el gobierno de la Provincia de San Luis (Figura 3).

Se accede al área desde la ciudad de Río Cuarto recorriendo 85 kilómetros por ruta provincial nº30, previo cruce del límite interprovincial, hasta la localidad de La Punilla, donde se empalma la ruta provincial nº10 recorriendo sobre la misma 47 kilómetros hasta intersección con ruta nacional nº148. Luego de recorrer la anteriormente nombrada ruta nacional nº148 por 3 kilómetros en dirección Sursuroeste se toma enlace con ruta provincial nº 20, recorriéndola por 8 kilómetros hasta llegar a la localidad de La Toma. Desde ruta provincial nº 2 y en dirección a la Localidad de Paso Grande - Villa de Praga - San Martín, por 70 kilómetros de ruta asfaltada, desde allí por ruta provincial nº 6 (San Martín - Concarán), hasta el desvío a la localidad de Las Aguadas; 6 kilómetros antes de llegar a dicha localidad por

camino enripiado desviando a Casa de Los Tigres y tomando huella hacia el Noroeste 3 kilómetros hasta el área en cuestión.

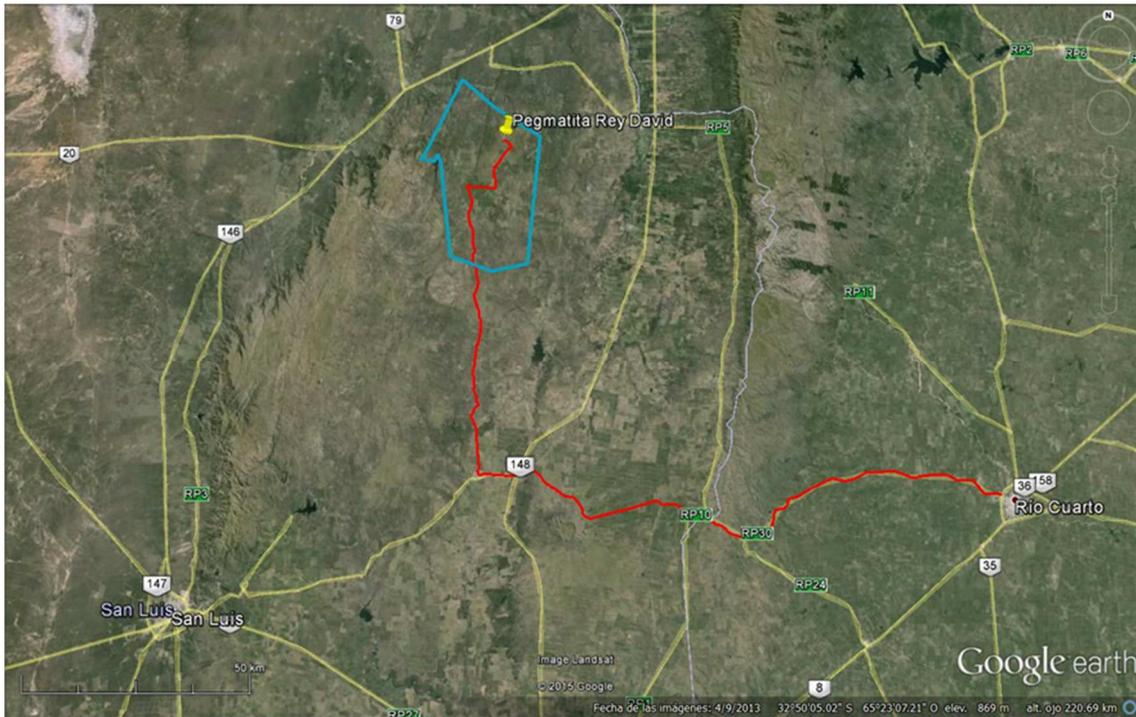


Figura 3: Vías de acceso al área de estudio y distrito minero San Martín (polígono de línea color azul).

5. MATERIALES Y MÉTODOS

La secuencia de trabajo se llevó a cabo en varias etapas, entre las cuales se destacan las etapas de gabinete, de campo y de laboratorio. Si bien al momento de plantear el proyecto se realizó una cronología a seguir, alguna de ellas fueron realizadas simultáneamente, dado que el desarrollo de una no implicó en ningún momento la culminación de alguna de las demás. No obstante, a continuación se detallará cada una siguiendo una cronología ordenada.

5.1 - Etapa de gabinete inicial

Se realizó la recopilación, lectura y análisis de antecedentes bibliográficos y cartográficos, tanto inéditos como publicados. Se efectuó un mapa base regional a escala 1:20.000 para contextualizar el área, basado en el tratamiento de imágenes satelitales pertenecientes a los sensores Landsat TM, ASTER y CBERS, y las imágenes de Google Earth.

5.2 - Etapa de campo

Las tareas de campo involucraron fundamentalmente el levantamiento topográfico-geológico a escala minera 1:600 de la mina "Rey David", grupo San Martín-Cautana, distrito pegmatítico Conlara, Sierra de San Luis. El mapeo se efectuó utilizando una estación total marca TOPCON GTS-212. Se establecieron cuatro estaciones ubicadas próximas a los límites de la pertenencia minera *Sur* y se tomaron 882 puntos distribuidos en el área en base a criterios topográficos y geológicos. Se logró una densidad de 1 (un) punto cada 70 metros cuadrados en promedio, habiendo sectores con una densidad mucho mayor. En cada punto de toma de dato

planialtimétrico se describieron las litologías y estructuras observadas, tanto en pegmatitas y granitos como en las rocas encajantes. Se tomaron también mediciones de orientación de rasgos estructurales tales como esquistosidad, lineación mineral, plegamientos, orientación general de las pegmatitas y sus contactos con las rocas de caja, foliación interna, etc.

El muestreo se desarrolló extrayendo esquirlas de alrededor de 7 cm de diámetro cada una, muestreando cuarzo, feldespato potásico y sódico del mineral *in situ* y de las escombreras. Cada muestra completó una cantidad de 20 kilogramos aproximadamente de mineral, las cuales fueron sometidas a diversos análisis en la etapa de laboratorio.

5.3 - Etapa de laboratorio

En esta etapa se realizaron los análisis geoquímicos sobre muestras de cuarzo, feldespato potásico y sódico. Estos estudios se llevaron a cabo en laboratorios de la empresa Piedra Grande SAMICAYF con el fin de determinar fundamentalmente el contenido de álcalis (K_2O y Na_2O) y de elementos comercialmente penalizantes (Fe, mayormente), y establecer su punto de fusión para las mezclas cerámicas. Esto permitió determinar qué mercado tendrá el mineral a explotar y por lo tanto el posible precio de venta.

5.4 - Etapa de gabinete final

Los datos obtenidos en el mapeo se integraron en una base de datos georreferenciada, y se efectuaron los mapas y perfiles correspondientes utilizando software específico (AutoCAD), A partir del mapa topográfico-geológico obtenido se calcularon los volúmenes del mineral aplicando el método de bloques a partir de fórmula del área media. Esta información también permitió elaborar un plan de laboreo para su explotación, teniendo en cuenta la ubicación, dimensiones y dirección de avance de las labores (frentes de explotación), localización y dimensiones de las escombreras y de la cancha, y ubicación de las vías de acceso. Se calcularon los costos de preinversión, inversión y los de producción, se estimaron los precios de venta del mineral y se elaboraron dos flujos de fondos y la evaluación técnico-económico-financiera de explotación tanto del mineral *in situ* como de las antiguas escombreras, hasta un nivel de pre-factibilidad. La evaluación del potencial de explotación de las antiguas escombreras se justifica debido a que desde el momento en que dejaron de explotarse estas canteras los avances tecnológicos han permitido darle valor a minerales que antes no poseían. Tal es el caso de la albita, mineral abundante en esta mina.

6. MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

El área estudiada se enmarca en la provincia geológica de Sierras Pampeanas, denominada originalmente por Stelzner (1873). Está compuesta por un conjunto de entidades orográficas emergentes, las cuales constituyen la mayor unidad ígneo-metamórfica de la República Argentina. Constituyen un sistema tectónico de bloques de antepaís generados durante la orogenia Andina, los cuales presentan rasgos estructurales y eventos metamórficos que evolucionaron mayormente desde el Neoproterozoico al Paleozoico Superior (Dalla Salda *et al.*, 1999; Delpino *et al.*, 2001).

Esta provincia geológica se divide actualmente en sierras Pampeanas Occidentales y las Orientales (Caminos, 1973,1979; Dalla Salda, 1987) (Figura 4). La primera comprende a las

sierras de San Buenaventura, Fiambalá, Toro Negro, Cumichango, Umango-Maz, Velasco, Ambato, La Punta, Ancasti, Chepes, Sierra de los Llanos, Sierra de Ulapes, Pie de Palo-Barboza, Valdivia, La Huerta, Valle Fértil y El Gigante.

El segundo grupo reconocido como sierras Pampeanas Orientales (SPOR), constituyen, para autores como Ramos (1988) y Rapela y Pankurst (1996), un orógeno de edad proterozoica evidenciado por un evento colisional cercano al límite Precámbrico – Cámbrico, causante de metamorfismo y magmatismo. Las SPOR abarcarían las sierras de Córdoba Norte, las sierras Grande y Chica de Córdoba y la sierra de Comechingones, con la parte más oriental de la sierra de San Luis. Es precisamente en esta última unidad orográfica en la que se ubica el área de estudio de la presente tesis.

La formación de las Sierras Pampeanas fue dominada por dos grandes orogenias: la orogenia Pampeana, que abarcó principalmente el sector oriental de las Sierras Pampeanas, en donde alcanzó un metamorfismo variable desde grado bajo hasta grado alto en facies de granulita en las Sierras de Córdoba, y la orogenia Famatiniana, mejor representada en las Sierras Pampeanas Occidentales, durante la cual se emplazan un gran número de granitoides con tamaños desde pocos Km² hasta grandes batolitos.

La estructura de las Sierras Pampeanas ha sido caracterizada por González Bonorino (1950), quien las consideró un sistema de montañas en bloque, limitadas por fallas inversas y controlada en su mayor parte por líneas de debilidad previas (Figura 5), habiéndose constatado que muchas de ellas son inversiones de fallas normales cretácicas (*v.gr.* las Sierras de Córdoba), fallas Triásicas (*v.gr.* sierra de La Huerta), fallas neopaleozoicas (*v.gr.* las sierras de Los Llanos), o antiguas fajas miloníticas de edad precámbrica o eopaleozoica (*v.gr.* sierras de San Luis, sierra de Valle Fértil). Este autor las interpretó como fallas lístricas, que se horizontalizan en profundidad al encontrar transiciones frágil – dúctiles dentro de la corteza.

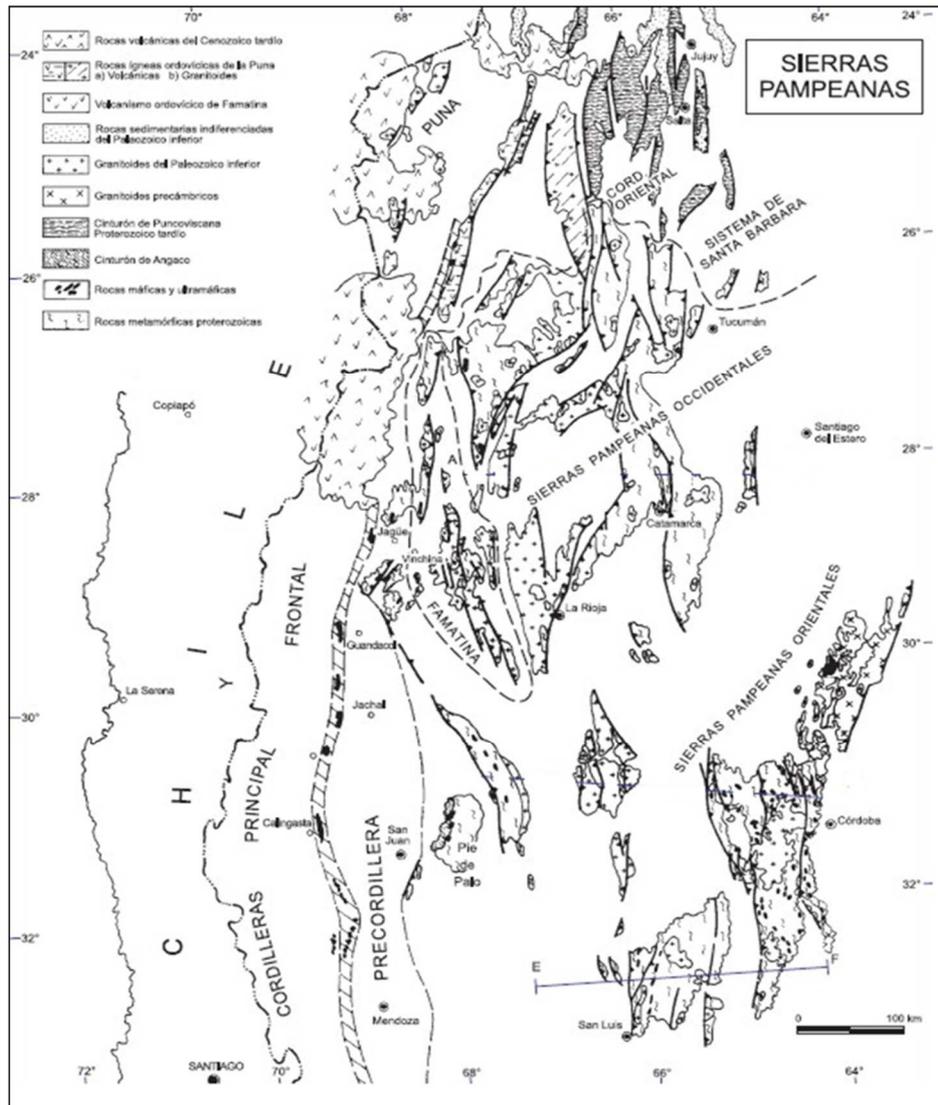


Figura 4: Rasgos principales de las Sierras Pampeanas Occidentales y Orientales. (Tomado de Ramos, 1988.)

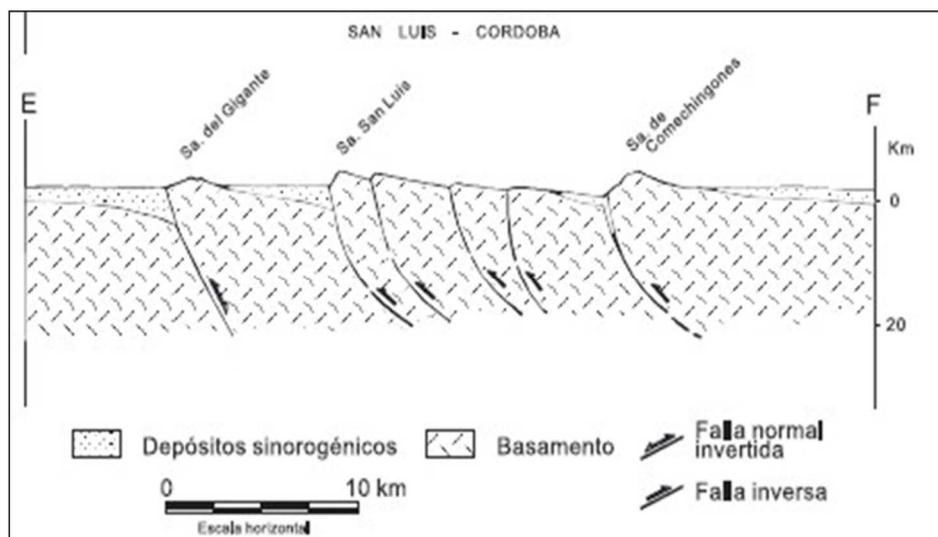


Figura 5: Sección estructural representativa del extremo Sur de las Sierras Pampeanas Orientales (Tomado de González Bonorino, 1950).

6.1 - Geología de la sierra de San Luis

La elevación topográfica denominada Sierra de San Luis, integra la unidad mayor denominada como Sierras Pampeanas Orientales. En la figura 6 se encuentran sintetizadas las diferentes unidades metamórficas e ígneas que componen la Sierra de San Luis. Las rocas metamórficas afloran en fajas meridianas constituyendo complejos de bajo hasta alto grado, mostrando contactos principalmente tectónicos mediante zonas de cizalla dúctil de dirección N-NNE y de espesor variable, además de algunos pasajes transicionales como en el caso de las unidades de bajo grado como la Formación San Luis caracterizada por filitas. (Sato *et al.*, 2003).

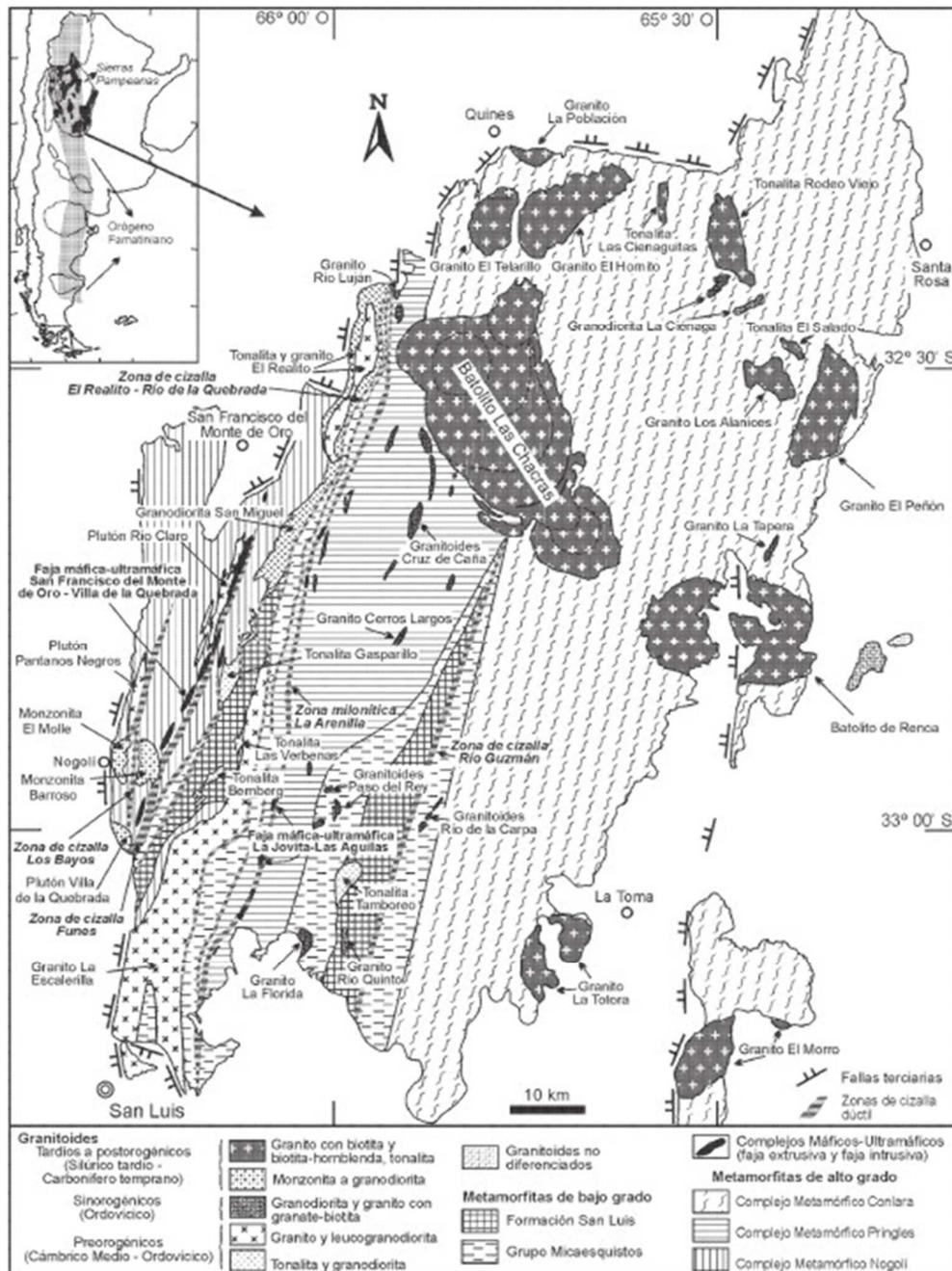


Figura 6: Mapa geológico del basamento de la Sierra de San Luis. (Tomado de Sato *et al.* 2003).

El control estratigráfico superior está dado por la Fm. Bajo de Véliz, del Carbonífero superior, cuyos estratos se apoyan en discordancia angular sobre las rocas metamórficas (Azcuy *et al.*, 1987 en Sato *et al.*, 2003).

Tanto las rocas metamórficas de bajo y alto grado comparten una estructuración penetrativa subvertical con dirección NNE, cuyos controles temporales indican que se originaron por la principal deformación Famatiniana, principalmente Ordovícica, a la que se asoció un metamorfismo de grado variable. La deformación penetrativa observada en las fajas de menor grado metamórfico corresponden a un primer evento deformacional registrado, en tanto que las fajas de mayor grado (Complejos metamórficos Nogolí, Pringles y Conlara), son afectadas además por un segundo evento deformacional, aunque se conservan en ellas remanentes de una estructura anterior, de dirección NO, a la que se asocian paragénesis metamórficas previas. Estas estructuras asociadas a los metamorfismos relícticos, fueron descritos como pre-famatinianos y atribuidos al ciclo Pampeano (Von Gossen y Prozy, 1998).

Los componentes plutónicos del basamento incluyen desde intrusivos félsicos hasta máficos y ultramáficos, y se los clasifica como pre-, sin- y postectónicos, referidos a la deformación penetrativa Famatiniana (Ortiz Suárez *et al.*, 1992; Llambías *et al.*, 1998), en tanto que las intrusiones máficas y ultramáficas, constituyen fajas independientes (faja La Jovita – Las Águilas), emplazadas en estrecha relación con la deformación penetrativa Famatiniana (Sato *et al.*, 2003).

6.2 - Geología del área de estudio

6.2.1 - Complejo metamórfico Conlara

Éste fue así denominado por Sims *et al.* (1997) y corresponde a los afloramientos de la parte oriental de la Sierra de San Luis (Figura 6). Von Gosen y Prozzi (1998) sugieren una transición metamórfica gradual desde el Grupo Micaesquistos, ubicado en el Oeste, hacia las rocas del Complejo Metamórfico Conlara al Este. Este complejo se compone de esquistos con biotita-muscovita-granate-sillimanita (\pm turmalina \pm clorita) y gneises biotíticos (\pm granate \pm sillimanita), de protolitos psamo-pelíticos. Las rocas muestran diferenciaciones metamórficas y se asocian a varios eventos de inyecciones graníticas a pegmatíticas. Se mencionan también menor participación de anfibolitas, mármoles y rocas calcosilicáticas (Llambías y Malvicini, 1982; Delakowitz *et al.*, 1991; Brodtkorb y Pezzutti, 1991).

Se identificaron por lo menos dos eventos deformacionales principales de edad Famatiniana dentro de este complejo (Von Gosen y Prozzi, 2013). La deformación D_1 se relaciona a un plegamiento simétrico a asimétrico con eje de rumbo O a NO, asociado con una esquistosidad S_1 no penetrativa y con un buzamiento variable al Norte o al Sur (Kilmurray 1981, 1982; Kilmurray y Dalla Salda 1977). La deformación penetrativa D_2 ha replegado a los pliegues F_1 en un estilo apretado con ejes N a NNE generando nuevos F_2 , mientras S_1 fue crenulado por la foliación S_2 con buzamiento de alto ángulo hacia el E o hacia el O (Kilmurray 1981, 1982; Kilmurray y Dalla Salda 1977; Ortiz Suárez 1988; Llana y Ortiz Suárez 2000). El metamorfismo que acompañó a la deformación D_1 alcanzó facies de anfibolita, mientras que la D_2 fue acompañada por una retrogradación a facies de esquistos verdes (Kilmurray 1981, 1982; Sims *et al.*, 1997). Según otros autores existe un tercer evento deformacional (D_3) que implicó

un metamorfismo de alto grado, en ciertos sectores como en las cercanías de Virorco - Las Águilas, alcanzando facies de Granulita (González Bonorino 1961; Sims *et al.*, 1997).

6.2.2 - Distritos pegmatíticos económicos de la Provincia Pegmatítica Pampeana

La clasificación de pegmatitas graníticas propuesta por Černý (1991), desarrollada a partir del sistema propuesto por Ginsburg *et al.* (1979), es la clasificación más utilizada a nivel mundial. Su clasificación tiene en cuenta parámetros tales como las condiciones de presión y temperatura y el grado metamórfico de las rocas encajantes al momento del emplazamiento de las pegmatitas, la vinculación con un granito parental, y el contenido de los elementos minoritarios y trazas. Su clasificación tiene 4 categorías principales o clases. Éstas son Abisal (el ambiente de formación varía desde grado metamórfico de anfibolita alta hasta granulita alta, entre 4-9 Kb de presión y entre 700°C-800°C), Muscovita (presión entre 5-8 Kb y temperatura entre 580°C-650°C), Elementos Raros (son características de ambientes de relativa baja presión, entre 2-4 Kb y la temperatura entre 500°C-650°C) y Miarolítica (típica de ambientes superficiales o subvolcánicos de baja presión, entre 1 y 2 Kb). La clase Elementos Raros se subdivide sobre la base de su composición en LCT y NYF. Las primeras reciben el nombre por estar enriquecidas, en sus estadios de mayor fraccionamiento, en Litio, Cesio y Tantalio, mientras que las NYF en Niobio, Ytrio y Flúor.

Utilizando estos criterios establecidos por Černý (1982-, 1991a-1991b), Galliski (1992,1994a,1994b) reagrupa a las poblaciones pegmatíticas en veinte distritos económicos (Figura 7):Centenario (1), Cerro Blanco (2), El Quemado (3), Quilmes (4), Calchaquí (5), Ambato (6), Ancastí(7), Vilismán(8), El Taco (9), Santa Bárbara (10), Sierra Brava (11), Velazco (12), Valle Fértil (13), Alta Gracia (14), Punilla (15), Comechingones (16), Altautina (17), La Estanzuela (18), Conlara (19) y Totoral (20); éstos integran la denominada Provincia Pegmatítica Pampeana (Galliski, 1992), ubicada entre los paralelos 20° 20' y 33° 30'Sur.(Figura 7).

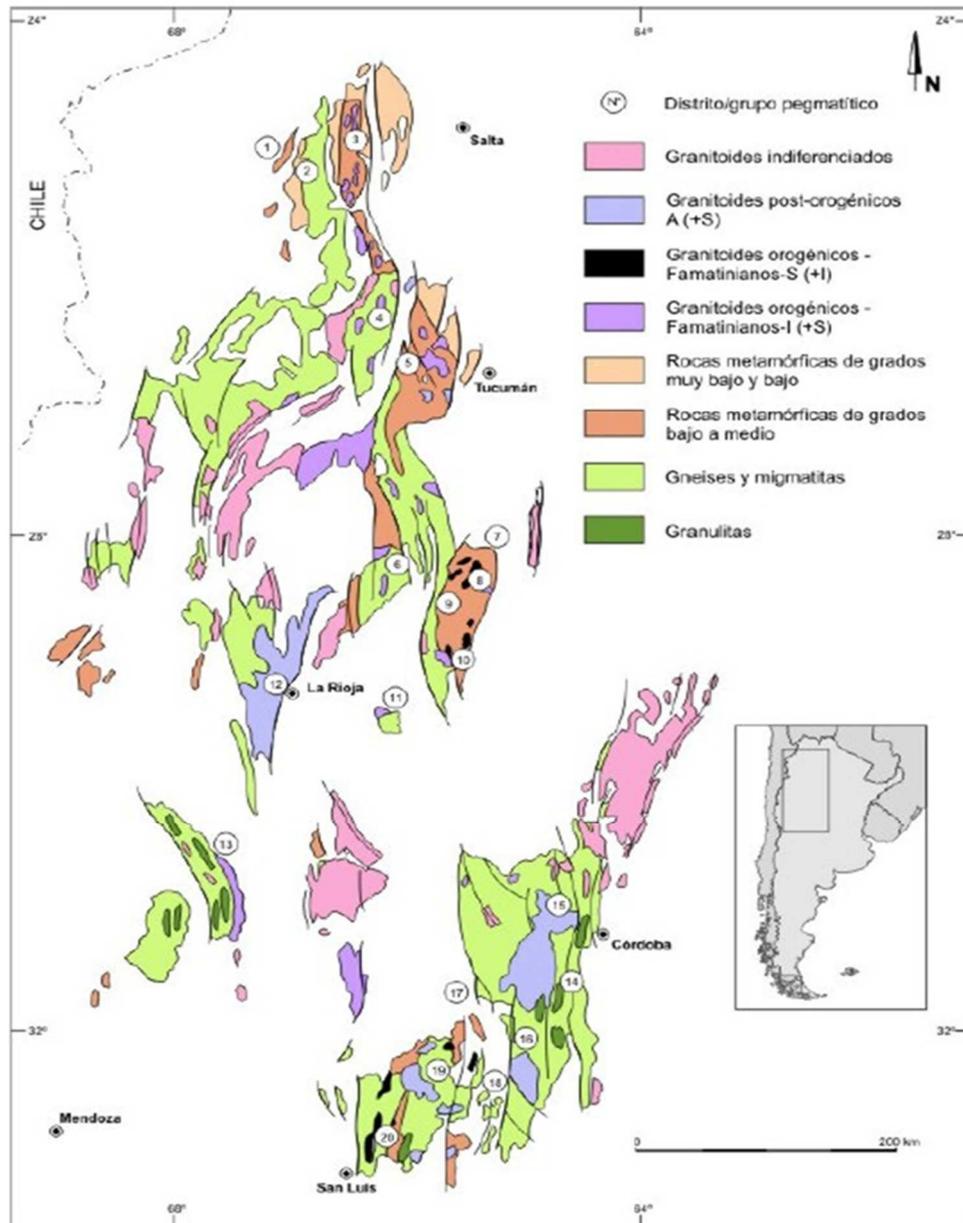


Figura 7: Distribución de los distritos pegmatíticos económicos en el basamento cristalino de la Provincia Pegmatítica Pampeana (tomado de Galliski, 1992).

Los depósitos que integran la Provincia Pegmatítica Pampeana, se vinculan en la mayoría de los casos, aunque no todos, a granitoides peraluminosos, tipo S (+I), de textura heterogénea, con Bt, Ms, Grt con accesorios más importantes y enriquecidos en Boro. Se corresponden con el ciclo Famatiniano y predatan la colisión Oclóyica. Los yacimientos de signatura híbrida se localizan en las Sierras de Velazco y en la mitad Norte de la Sierra de San Luis. Estas pegmatitas intruyen los granitos parentales de los cuales derivan, o cerca de ellos, y exhiben morfología ovoide y una zonación claramente definida. No presentan estructuras de deformación post-emplazamiento y geoquímicamente poseen un elevado contenido de K, Be, Y, F y U; bajo contenido de Li, y Nb predomina por sobre el Ta (Galliski 1994b). Según Rapela *et al.* (1991), estos granitoides parentales son peraluminosos, de tendencia calcoalcalina, con alto K_2O , enriquecidos en U, y constituyen batolitos post-orogénicos del Devónico superior-Carbonífero.

6.2.3 - Distrito pegmatítico Conlara

El autor que definió este distrito por primera vez fue Rossi (1966) y posteriormente fue modificado por Galliski (1992). Este distrito comprende las pegmatitas ubicadas al Norte de las Sierras de San Luis, por encima de una línea imaginaria que pasa por la ciudad de La Toma y de La Carolina (Galliski, 1999).

El basamento cristalino del distrito Conlara está formado por cinturón metamórfico de tipo Abukuma, en el cual predominan rocas de grado medio como esquistos micáceos y cuarzomicáceos, gneises tonalíticos biotíticos y escasas anfibolitas, sujetos a deformación polifásica atribuida a los orógenos Pampeano y Famatiniano (Gordillo y Lencinas, 1979). Este basamento es intruido por plutones orogénicos pertenecientes a una serie de tipo I, de composición tonalítica a granodiorítica, y por pequeños a discretos granitoides que se presentan deformados y que se corresponden con una serie predominantemente de tipo S (+I) y su cortejo de pegmatitas (Galliski, 1994 a y b). Estudios posteriores revelan que, superpuesto con el marco geológico antes descrito y después de la exhumación y erosión del orógeno Famatiniano, se produce la intrusión de una serie de granitoides de composición predominantemente monzogranítica y de signatura A (+S), que ha dado origen a los intrusivos volumétricamente más significativos, que forman el batolito Las Chacras – Piedras Coloradas y algunos plutones menores. La gran mayoría de las pegmatitas del distrito son cogenéticas con el magmatismo de la serie granítica de naturaleza S (+I); una proporción menor está emparentada con los granitos posorogénicos. (Galliski, M., 1999).

Desde el punto de vista genético se diferencian dos conjuntos de pegmatitas, las pegmatitas orogénicas de signatura geoquímica LCT, como las del grupo San Martín - Cautana (tipo complejo, subtipo Espodumeno) y las pegmatitas post-orogénicas que han sido relacionadas al batolito Las Chacras y el de Renca de signatura NYF. Las primeras se vinculan a los granitoides S (+I) y las del segundo grupo se emparentan con los granitoides post-orogénicos tipo A (+S). (Galliski, 1999h).

Las pegmatitas de signatura geoquímica LCT del distrito Conlara se han producido por diferenciación magmática extrema de los granitoides de tipo S (+I) intruidos durante los ciclos Pampeano y Famatiniano. En general, las pegmatitas pertenecientes al ciclo Pampeano son de mayor tamaño que las posteriores, muchas veces hasta casi la mitad más respecto del orden de magnitud. Las del ciclo Famatiniano, además de ser más pequeñas, muestran trayectorias evolutivas mucho más extendidas en la diferenciación de los minerales del grupo de la Columbita. Estas diferencias están indicando que los regímenes tectónicos que facilitaron el fraccionamiento de las pegmatitas fueron diferentes: más tranquilo durante el ciclo Pampeano y más activo durante el ciclo Famatiniano. (Galliski, 1999).

En su integración se pueden distinguir varios grupos de pegmatitas como el grupo Villa Praga – Las Lagunas, el grupo Paso Grande – La Toma, un grupo Occidental aún no nombrado y por último el grupo que concierne a este trabajo, el grupo San Martín – Cautana ubicado al Norte y Noroeste de la provincia de San Luis (figura 8).

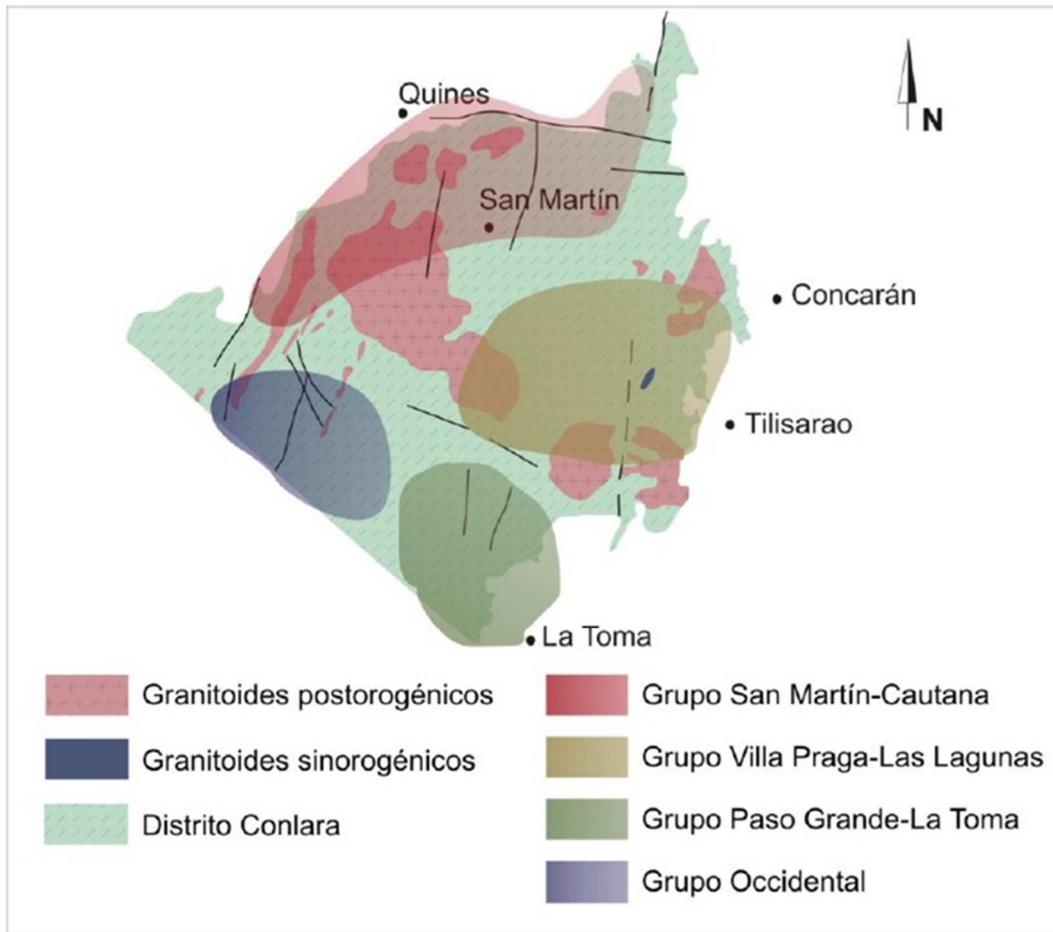


Figura 8: Distrito pegmatítico Conlara. Tomado de Roquet (2010)- Basado en Rossi (1966), Galliski (1992).

6.2.4 - Grupo pegmatítico San Martín - Cautana

Este grupo forma parte del denominado distrito Conlara (Rossi, 1966). Abarca un área de morfología irregular con su extremo SurOeste con coordenadas $32^{\circ} 36' S - 66^{\circ} 01' O$, mientras que su extremo Norte presenta coordenadas $32^{\circ} 05' S - 65^{\circ} 20' O$, e incluye todos aquellos cuerpos pegmatíticos cercanos a las localidades de San Martín, Sur de Quines, Las Aguadas y Los Chañares (figura 8). Las pegmatitas son graníticas en composición, son portadoras de feldespatos y cuarzo aptos para la industria cerámica. En general en este grupo es posible hallar cuerpos pegmatíticos con cierto predominio de composición litífera (Galliski, 1999). Entre las más importantes en magnitud e importancia económica podemos citar a pegmatitas como El Monseñor, Salomón, Rey David, Las Cuevas, La Puntillosa, La Totorá, León Herido, La Meta y Géminis. Todas ellas se encuentran emplazadas en un basamento cristalino conformado por esquistos de dos micas, pertenecientes al complejo metamórfico Conlara (Sims *et al.*, 1997), compuestos de muscovita, biotita, cuarzo y plagioclasa. Poseen una marcada esquistosidad, cuya orientación predominante es $N-010^{\circ}-030^{\circ}$, con variaciones a $N-050^{\circ}$ a 090° y buzamientos entre 70° y 85° hacia el NO y N. aunque en algunos casos como el de la pegmatita Géminis se encuentra emplazada en gneises.

7. PROYECTO DE INVERSIÓN MINERO

7.1 - Introducción

Las condiciones de mercado expuestas en párrafos anteriores han llevado a la empresa Piedra Grande SAMICAYF a evaluar la posibilidad de reactivación de la mina "Rey David" antigua cantera de pegmatita granítica perteneciente al grupo San Martín-Cautana del distrito pegmatítico Conlara, San Luis (Galliski, 1999; Roquet, 2010)(figura 2). Esta reactivación implicaría la apertura de nuevos frentes de explotación, reapertura de antiguos frentes y el reprocesamiento de escombreras, para la extracción y comercialización de cuarzo y feldespatos.

Para ello, se formuló y evaluó un proyecto de inversión minera tendiente a la explotación y comercialización en cantera de estos minerales en la mina "Rey David". En este proyecto se efectúa la cubicación y se establecen las leyes de los minerales a explotar, se zonifica la cantera y planifican las labores a desarrollar, se calculan los costos de preinversión y producción y precios de venta de los minerales a comercializar, y por último se evalúa el proyecto a partir de los datos anteriores para una correcta toma de decisión. Cabe destacar que el punto de vista desde el cual se abordó la evaluación del proyecto es el de un productor minero que presta los servicios de explotación de la cantera a la empresa Piedra Grande SAMICAYF, propietaria de la concesión, haciéndose cargo esta última del transporte desde la cantera hasta la planta.

Cabe aclarar que los valores monetarios que serán expuestos en los apartados siguientes del proyecto son valores en Pesos Argentinos, muchos de ellos calculados según la cotización al tipo de cambio vendedor del Dólar Estadounidense oficial del día 07/03/2016 de \$15,50 según el Banco de la Nación Argentina (www.bna.com.ar) y el precio de referencia del combustible utilizado es del día 07/03/2016 de \$14,23 por litro de Diésel Ultra según estaciones de servicio YPF radicadas en la provincia de San Luis.

7.2 - Geomorfología del área

El ambiente geomorfológico en el cual se enmarca se encuentra dominado por una estructura en bloques basculados y depresiones longitudinales, típica del ambiente de las Sierras de San Luis. Según esto, González Díaz (1981) lo define como un relieve con suaves ondulaciones debido a las escasas diferencias altimétricas y que a su vez estas se encuentran atenuadas por depósitos loésicos, concentrados preferentemente en antiguas zonas deprimidas. Algunos de estos sectores cubren una superficie considerable, como la pampa ubicada entre las localidades de San Martín y Santa Rosa sitio en el cual se encuentra la pegmatita Rey David. La altura sobre el nivel del mar a la cual se encuentra el área de estudio es de 967 metros.

La zona está caracterizada por una temperatura media anual de 17º C. En cuanto a las lluvias, se manifiestan regularmente entre los meses de octubre y marzo mientras que durante el invierno son prácticamente inexistentes. El promedio de precipitaciones varía entre los 300 y 700 milímetros anuales. Las redes de drenaje que se hallan dentro del área de estudio son semi permanentes, caracterizadas por bañados que solo escurren agua temporalmente durante el período estival.

7.3 - Geología local

Witkowski *et al.* (2015) realizan un mapeo y descripción geológica y estructural general los alrededores de la pegmatita Rey David, abarcando un área de 5 Km², que incluye a las pegmatitas Rey David, La Puntillosa, Salomón y El Monseñor, y a otros cuerpos graníticos (figura 9).

La roca encajante corresponde a esquistos de dos micas, pertenecientes al complejo metamórfico Conlara (Sim *set al.*, 1997), compuestos de muscovita, biotita, cuarzo y plagioclasa. Poseen una marcada esquistosidad, cuya orientación predominante es N-010°-030°, y buzamiento entre 70° y 85° E, con variaciones a N-050° a 090° y buzamientos entre 70° y 85° hacia el NO y N. Según (Witkowski *et al.*, 2015), estas variaciones se deben a plegamientos de escala hectométrica identificables mediante imágenes satelitales. Variaciones hacia otros tipos litológicos se observaron en las inmediaciones de la localidad de Las Aguadas, donde Ortiz Suárez (1988) describe esquistos nodulosos andalucíticos, esquistos anfibólicos y cuarcitas feldespáticas.

Hacia el Noreste de la pegmatita Rey David, mayormente en el sector central del área de la Figura 9, fueron descritos cuerpos graníticos de morfología globosa y tamaños pequeños de hasta 1,1 km². Corresponden a leucogranitos de grano medio, con transición a granitos pegmatíticos. Están compuestos de cuarzo, feldespato potásico, plagioclasa y muscovita, con granate y biotita en muy poca proporción y no siempre presentes. Los contactos con los esquistos encajantes frecuentemente están cubiertos y donde pueden observarse son generalmente concordantes con su esquistosidad, inclusive emplazándose en forma de enjambre de diques concordantes subparalelos. Asimismo, algunos de los cuerpos observados presentan una estructuración interna caracterizada por una alternancia de encapados métricos de granito-pegmatita, subhorizontales, algunos discordantes con la foliación regional y en otros casos replegados. Estos cuerpos graníticos fueron analizados por (Witkowski, *et al.* 2015) por medio de fluorescencia de rayos X en laboratorios de la empresa Piedra Grande SAMICAyF, indicando fuerte peraluminosidad (ISA entre 1,17 y 1,43). Los contenidos de SiO₂ varían entre 75 y 78%. Están fuertemente enriquecidos en Na₂O, K₂O y Al₂O₃, y empobrecidos en MgO, TiO₂, Fe₂O₃ y CaO.

Las pegmatitas son de composición granítica. Se destacan las pegmatitas La Puntillosa, Salomón, El Monseñor y Rey David (Figura 9) por ser portadoras de feldespatos y cuarzo aptos para la industria cerámica y del vidrio, algunas de ellas actualmente en explotación. Poseen morfologías tabulares y en menor medida lenticulares, con relaciones axiales largo/ancho entre 10 y 30 y generalmente concordantes con la esquistosidad, aunque también se han observado cuerpos con tendencia a morfologías irregulares con contactos concordantes a subconcordantes (pegmatita La Puntillosa y Rey David). Sectorizadamente se observa que las pegmatitas generan turmalinización de las rocas encajantes. Internamente los cuerpos están constituidos frecuentemente por pulsos individuales de pegmatitas, donde cada uno presenta una zonación interna propia. Estas zonas, desde afuera hacia adentro, se describen como: zonas de borde de grano fino, composición granítica y de escaso desarrollo; zona externa de tamaños de grano más gruesos y análoga composición; una o dos zonas intermedias, con feldespato gráfico y/o feldespato en bloque, albita, cuarzo y muscovita, y zona de núcleo de

cuarzo, con feldespato y muscovita subordinados. Como minerales accesorios se presentan granate, berilo, espodumeno y minerales del grupo de la Columbita. Se observaron cuerpos de reemplazo compuestos de lepidolita, muscovita y albita erráticamente distribuidos en las pegmatitas del área, y sólo en algunas de ellas (Pegmatita Rey David, por ejemplo).

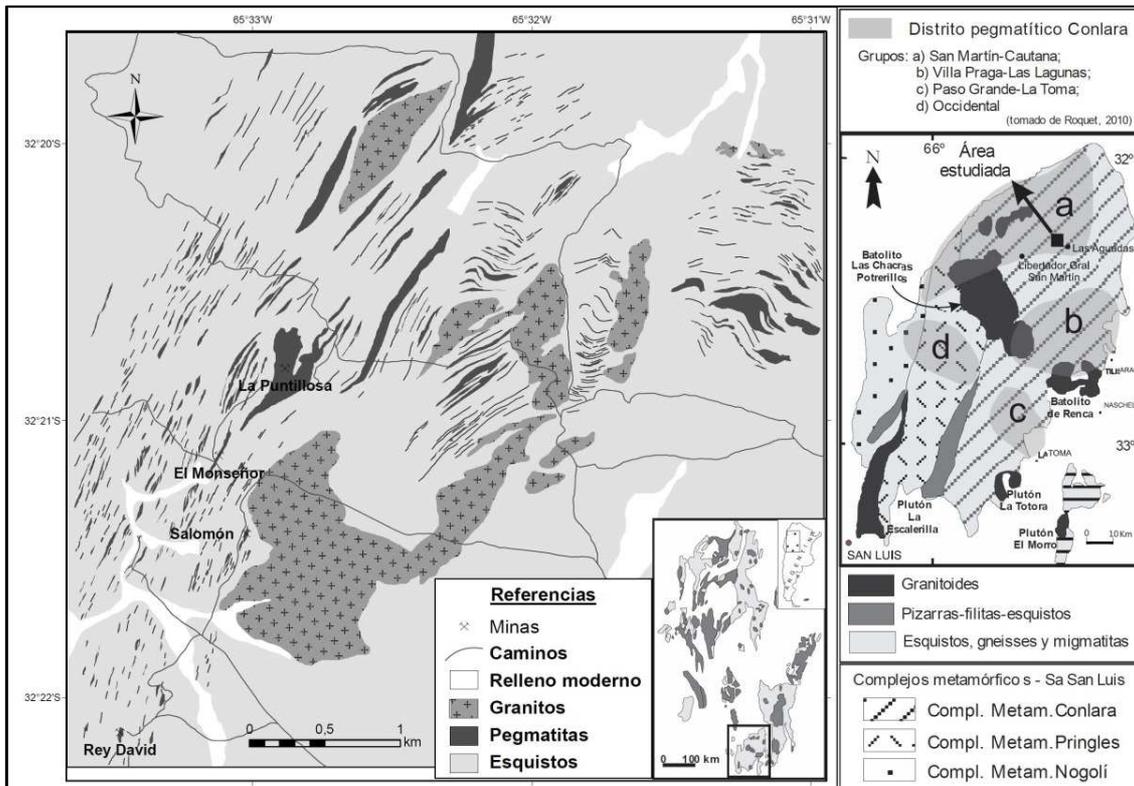


Figura 9: Bosquejo geológico del área de estudio. Se muestra la Sierra de San Luis en el contexto de las Sierras Pampeanas, y la ubicación del área de estudio y del distrito pegmatítico Conlara en la Sierra de San Luis (Tomado de Witkowski *et al.*, 2015).

7.4 - Características geológicas de la pegmatita Rey David

El cuerpo pegmatítico principal que aflora en la pertenencia sur de la pegmatita Rey David, objeto de este trabajo, presenta una morfología tabular a ovoidal, con una corrida total de 124 metros en dirección Norte – Sur y en su eje menor una longitud de 54 metros en dirección E-O. Según estos datos la relación axial calculada es de 2,3. El rumbo general del eje del cuerpo pegmatítico posee dirección aproximada Norte-Sur. Los contactos con los esquistos encajantes del complejo metamórfico Conlara son netos y concordantes, con rumbos en general N-S y buzamientos entre 65 y 70 grados al E, aunque también han sido observados contactos discordantes y rectos cortando con alto ángulo la esquistosidad de la caja. (Figura 10A y 10B).

Las tareas de explotación minera previa fueron llevadas a cabo hasta el año 1998, cuando el señor Luis Enrique García, para ese entonces propietario del yacimiento, desarrolló un único laboreo a cielo abierto de 65 metros de largo por 40 metros de ancho y una profundidad máxima de 10 metros.(Figura 10).

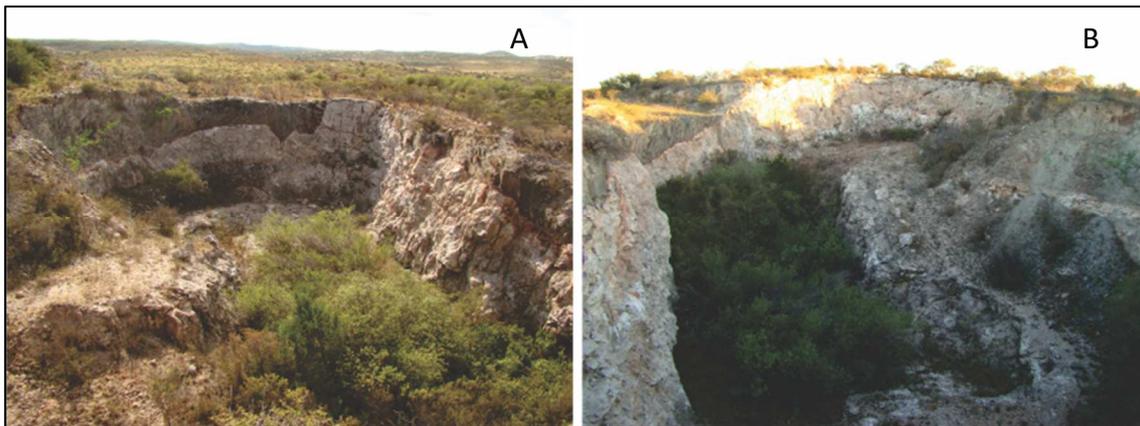


Figura 10: Fotografías de campo de laboreo antiguo sobre la pegmatita Rey David. **A:** vista hacia el Norte, **B:** vista hacia el Sur

El mapa del anexo I corresponde al mapa geológico y topográfico de detalle realizado del cuerpo pegmatítico principal y de sus alrededores. El mismo detalla zonaciones, mineralogía, antiguos laboreos exploratorios, accesos a la zona y a la antigua cantera, y así también dos grandes escombreras ubicadas al Este y Noreste del cuerpo principal a las cuales se las denominó RD5 Y RD6 respectivamente y que también revisten interés económico. Además fueron planteados los sitios más aptos para que, ante una posible reactivación de la mina, se lleven a cabo las tareas de clasificación de mineral y acumulación del estéril.

La estructura interna de la pegmatita Rey David se caracteriza por ser de tipo compleja y de carácter simétrica en parte. El mapeo de detalle ha permitido determinar diferentes zonas dispuestas desde el borde hacia el centro denominadas como: Zona de borde, zona de pared, zona intermedia externa, zona intermedia interna, zona de núcleo y zonas de reemplazo metasomático tardío. Las abreviaturas mineralógicas utilizadas en el texto son según Kretz (1983).

- *Zona de Borde:* No fue hallada en todo el cuerpo, sino que su ocurrencia está limitada principalmente al sector Norte del cuerpo pudiéndose observar desde el sector Noroeste hasta las proximidades del frente de explotación antiguo Sur. Se presenta con una potencia variable entre 20 y 25 centímetros y está compuesta mineralógicamente de -Qtz (45%), -Pl (40%), -Ms (15%) \pm Grt. (Figura 11-A).

El cuarzo es la especie mineral dominante en esta zona. Ocurre con morfología fundamentalmente anhedral, de color blanco grisáceo y hábito masivo. La plagioclasa es otro mineral muy abundante en esta zona, y se presenta en cristales anhedrales. Los cristales de muscovita se presentan subhedrales a euhedrales. El tamaño de grano de esta zona es de medio a fino, con cristales que no superan los 5 milímetros.

- *Zona de Pared:* Se la haya expuesta sólo en el sector Nor-Oeste de la pegmatita. La potencia de esta zona es de 70 centímetros aproximadamente pero sufre un fuerte acuñaamiento hacia el sector Norte del cuerpo hasta desaparecer.

Presenta una composición mineralógica muy similar a la zona de borde, excepto que en diferentes proporciones y con un tamaño de grano mayor: -Kfs (60%) -Qtz (20%) -Ms (20%) \pm Tur \pm Grt. (Figura 11-A).

- *Zona intermedia externa:* Fué descrita en sectores muy localizados del cuerpo. Está compuesta por -Kfs (60%) -Qtz (30-35%) - Ms (5%) - Tur ± Grt ± Ap ± Spd.

Se presenta con un color rosado y con un tamaño de grano grueso a muy grueso. La especie mineral dominante de esta zona es el feldespato de textura gráfica (Figura 11-B). La Muscovita es considerada el principal filosilicato del cuerpo y se presenta con hábito radial, en sectores con una abundancia muy marcada, con cristales que superan los 7 cm de longitud (Figura 11-C). Como accesorios fueron descriptos minerales tales como turmalina, granate y apatito. La turmalina es muy abundante, presentándose en forma de grandes prismas euhedrales que poseen entre 5 y 7 centímetros de longitud y otros menores de entre 2 y 3 centímetros (Figura 12-B). Algunos cristales se presentan con estructura radial, mientras que otros en forma diseminada. -El apatito se presenta como cristales aislados de forma irregular con tamaños que varían entre 0,5 mm y 1 cm o bien en grandes cantidades en forma masiva, con coloraciones de celestes a verdes intensas (Figura 12-A). -El granate se presenta en forma de cristales bien preservados, subhedrales a euhedrales, de tamaños variables entre 1-3 milímetros de diámetro (Figura 12-B). Esta zona además presenta sitios donde han sido englobados fragmentos de la caja metamórfica fuertemente turmalinizados (Figura 12-D).

- *Zona intermedia interna:* Compuesta principalmente por feldespato potásico con texturas en bloque, se desarrolla en cristales euhedrales de color grisáceo a marrón claro (Figura 11-E).

En este sector fueron descriptos, como accesorios, minerales del grupo de la Columbita en forma de bolsones de pequeño tamaño diseminados azarosamente. Cuando está en contacto con cuarzo, es común que este último se presente en su variedad ahumada con tonalidades oscuras. Incluso en las adyacencias de los minerales del grupo de la Columbita se observan pátinas de un mineral oscuro que tiñe los dedos, tratándose probablemente de óxidos de Mn. A su vez, en esta zona fueron reconocidos cristales de Espodumeno (Spd) subhedrales a euhedrales con tamaños de hasta 30 centímetros de longitud.

- *Zona de núcleo:* Se presenta como diversos núcleos de cuarzo diseminados azarosamente dentro de la zona intermedia interna. Son de pequeñas dimensiones (hasta 2 m de diámetro), de tonalidades blanco lechoso y hábito masivo. El feldespato y la muscovita se presentan subordinados. (Figura 12-A).

- *Zona de Reemplazo metasomático:* Fue reconocido como un proceso de alteración producido en etapas tardías de la consolidación de la pegmatita, y que afectó a gran parte del volumen de la misma. Está caracterizada por la cristalización de albita sacaroide y Clevelandita (Figura 11-H) que se desarrolla a partir de fracturas y en forma de "parches" que afectan progresivamente los minerales de las zonas anteriores (Figura 11-F). Este reemplazo aparentemente ocurrió desde el exterior hacia el interior, encontrándose sectores de feldespato en bloque no alterado de la zona intermedia interna. También se observaron reemplazos casi monominerálicos de muscovita (Figura 11-G), y otros de lepidolita, albita y óxidos de Fe, ambos en forma de bolsones o parches de hasta 2 metros de diámetro, que afectan en sectores localizados las unidades previas, sin control estructural. La Lepidolita se presenta con un tamaño de grano 5 milímetros aproximadamente y con coloraciones violáceas intensas. La Muscovita producto del reemplazo se presenta como granos equigranulares de menos de 1 centímetro de diámetro. La mineralogía que compone esta zona luego de haber sufrido el reemplazo está caracterizada por -Ab (45%) -Kfs (40%) - Qtz (15%) ± Ms ± Grt ± Lpd ± Spd.

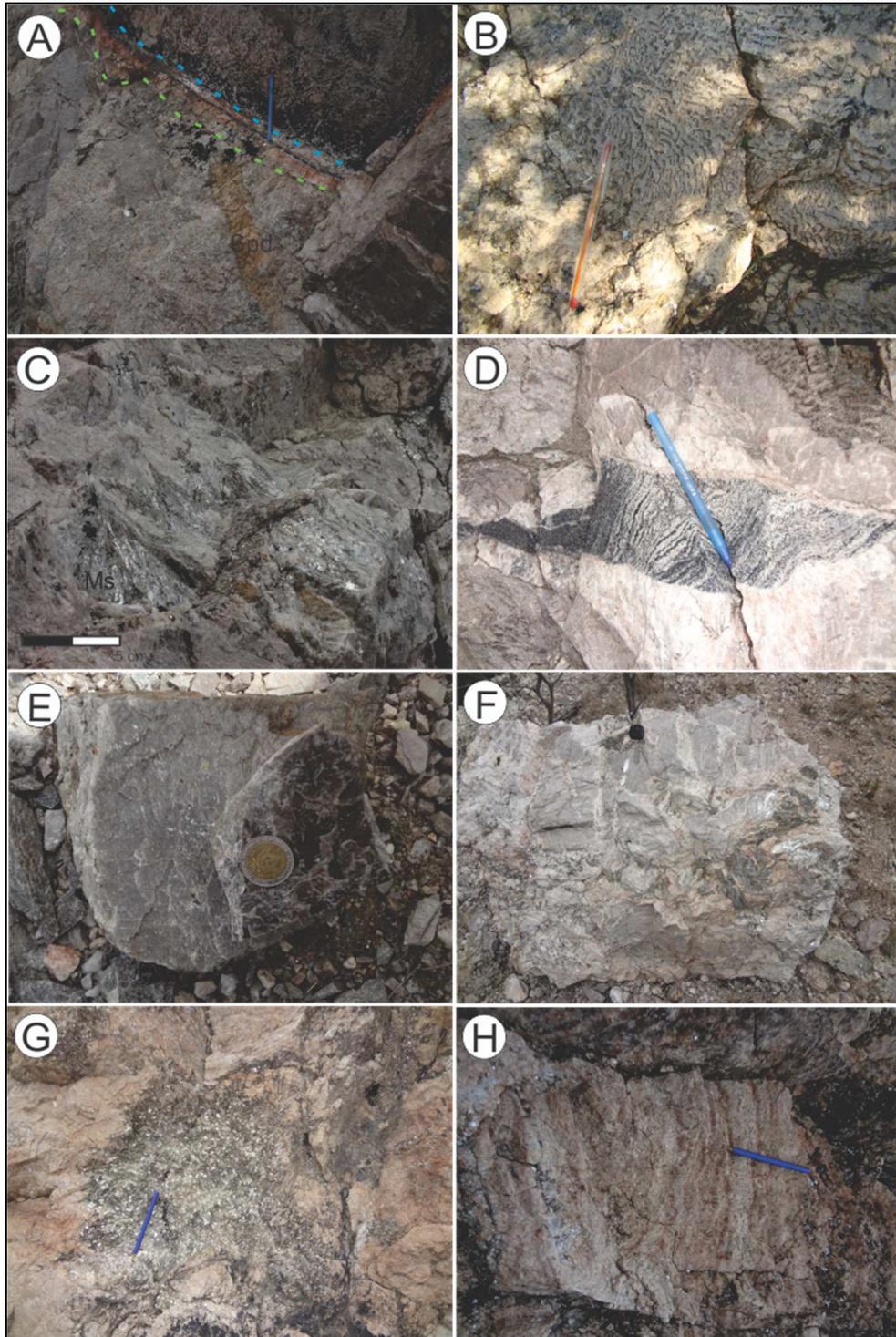


Figura 11: A) Acuñaamiento producido entre la zona de borde y pared en el sector norte de la pegmatita y por debajo de la misma la zona de reemplazo con un megacristal de Espodumeno. B) Feldespato con textura gráfica, especie mineral dominante de la zona intermedia externa. C) Crecimiento en forma radial de grandes cristales de muscovita pertenecientes a la zona intermedia externa y que posiblemente se encuentren asociados a la alteración de la zona contigua. D) Xenolito de la roca de caja inmerso dentro de la zona intermedia externa. La subfigura E) representa la especie mineral dominante de la zona intermedia interna, en ella puede apreciarse un feldespato potásico con tectura en bloque. F) Zona de reemplazo donde se aprecia con claridad como el feldespato potásico ha sido reemplazado parcialmente por albita desarrollada a partir de fracturas. G) Muscovitización en forma de “parche” muy frecuente en la zona de reemplazo metasomático. H) Albita variedad Cleavelandita en zona de reemplazo metasomático.

7.5 - Escombreras

Se llevó a cabo el relevamiento de dos grandes escombreras situadas a los márgenes del cuerpo principal y que fueron nombradas como RD5 Y RD6. (Figura 12-D). Las mismas corresponden a mineral no utilizado por Luis Enrique García, antiguo propietario del yacimiento, y que actualmente serán clasificadas para su comercialización. Las características que presentan dichas escombreras son las siguientes:

RD5

Ubicada al Este del cuerpo pegmatítico principal, se estimó un porcentaje de fino de un 40% y un porcentaje de caja metamórfica entre un 1-2%.

RD6

Ubicada al Noreste del cuerpo pegmatítico principal y al Norte de la escombrera RD5, en cuanto a su composición es muy similar a hallada en RD5, se estimó un porcentaje de fino variable entre un 35-40% y un porcentaje de caja metamórfica entre un 1-2%.

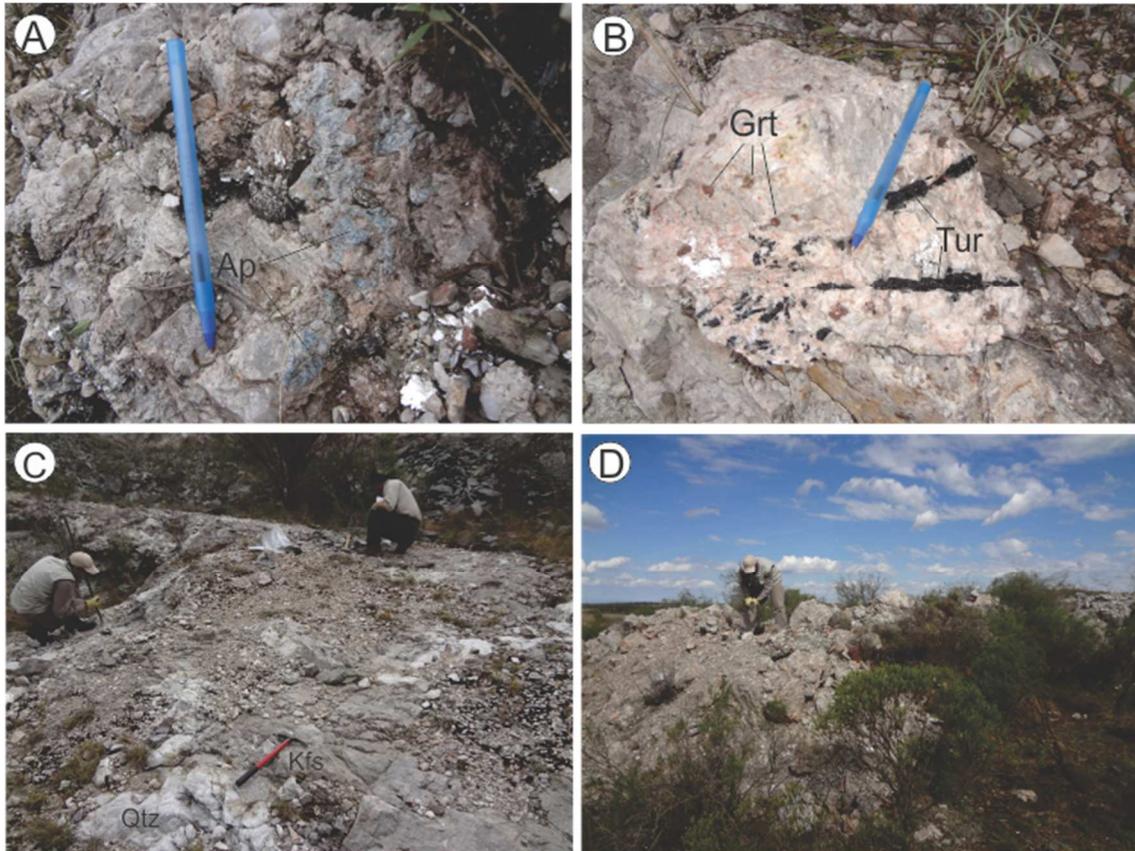


Figura 12: A) Apatito en la zona intermedia externa, con hábito masivo y coloraciones desde celeste a verde intenso; B) Turmalina y granate en la Zona intermedia externa; C) Feldespato potásico con textura en bloque de la Zona intermedia interna y pequeñas zonas de núcleo incluidas dentro de la misma; D) Foto general de la escombrera RD5.

7.6 - Recuperación

A los fines de establecer su importancia económica, se estimaron los porcentajes de recuperación que tendrán cada una de las zonas internas definidas anteriormente al momento de la clasificación. Tanto las zonas de borde como de pared no revisten interés económico. La zona intermedia externa tal como se definió anteriormente posee sectores ricos en Tur y Ms como minerales accesorios, y numerosos xenolitos de esquistos encajantes, los cuales son materiales altamente penalizantes en la industria de la cerámica y del vidrio. Sin embargo, la zona intermedia externa también posee sectores ricos en feldespatos potásicos de textura gráfica de significativo valor económico y por lo tanto constituyen uno de los sectores propuestos a explotar y comercializar por este proyecto, luego de su clasificación manual. Otra zona de importancia económica está conformada por todo aquel volumen que fue afectado por el reemplazo metasomático. En ella, el porcentaje de recuperación promedio es de 40% de feldespatos potásicos en bloque y el otro 60% de composición albitica. Cabe destacar que la zona de mayor relevancia de la pegmatita es la zona intermedia interna, sitio compuesto fundamentalmente por feldespatos potásicos en bloque y por núcleos de cuarzo, en esta zona el reemplazo ha sido escaso o nulo. Así mismo, se estima un porcentaje de pérdidas cercano al 30% del volumen total del mineral de interés debido principalmente a las pérdidas producidas por la propia voladura, así también como la existencia de manchones o zonas que por su contenido de minerales no deseados son descartados automáticamente, como es el caso de las zonas ricas en muscovita (pérdidas por clasificación).

7.7 - Ley del mineral

Con el fin de determinar la calidad del mineral que se espera comercializar ante una eventual reactivación de la mina se tomaron muestras de las zonas de interés las cuales son: feldespatos potásicos con textura gráfica (muestra RD1), zona de reemplazo (RD2), núcleos de cuarzo (RD3), feldespatos con textura en bloque (RD4) y tal como se detalló anteriormente, dos escombreras situadas a los márgenes del cuerpo compuestas principalmente por albita cuarceada (muestras RD5 y RD6). Para las mismas se utilizó un espectrómetro de fluorescencia de rayos X modelo VENUS 200, de alta potencia por dispersión de longitudes de onda. Este modelo cuenta con la posibilidad de agregarle un goniómetro, y puede leer 11 elementos de la tabla periódica (Na, K, Al, Si, P, S, Ca, Mg, Ti, Mn, Fe) que los informa como óxidos o como elementos según el operador le indique. En el caso de este informe los datos fueron informados en forma de óxidos.

Cabe remarcar que la empresa Piedra Grande SAMICAYF tiene sus propios estándares en cuanto a la calidad de cada mineral y cuáles son los valores de los elementos penalizantes para cada caso. En cuanto al Cuarzo que será destinado para la fabricación de vidrio, aquel que posea un porcentaje menor a 0,017% de Fe_2O_3 es considerado como Cuarzo "Selección", mientras que aquel que tenga valores comprendidos entre 0,017% a 0,022% de Fe_2O_3 es considerado como Cuarzo de "primera". No obstante, si el Cuarzo será utilizado para pastas cerámicas el valor máximo tolerable de Fe_2O_3 asciende a 0,055%. Para el Fks aquel mineral que posea un valor mayor a 10,5% de K_2O es considerado como "Feldespatos puros", aquel que tenga entre 8,5% - 10,5% de K_2O se considera como "Feldespatos mezcla", y aquel que posea valores menores a 8,5% de K_2O se lo considera como "Feldespatos cuarceados". En general, los

feldespato con textura en bloque suelen clasificarse como “puros”, mientras que los feldespato “cuarceados” y los “mezcla” suelen ser feldespato con texturas gráficas o mezclas en proporciones variables de ambos, dependiendo de los requerimientos de la demanda. En cuanto a la albita, todo aquel mineral que posea un valor de Na_2O superior a 6% se lo considera como “albita pura”, si tiene ente 4,5% y 6% como “albita mezcla” y aquel que posea menos de un 4,5% de Na_2O como “albita cuarceada”.

Los resultados de los análisis realizados en la pegmatita Rey David se presentan en la Tabla 1. La muestra RD1, que corresponde al feldespato de textura gráfica hallado en la zona intermedia externa, cuenta con una ley de óxido de potasio de 10,50%, valor superior al hallado en la pegmatita “La Puntillosa” (9,34%) que actualmente se encuentra en explotación. La muestra rotulada como RD4 que corresponde al feldespato potásico con textura en bloque posee una ley de óxido de potasio de 13,20%, por lo cual se le otorga la denominación de “puro”, y que sumado a que no posee cantidades altas de elementos penalizantes como Fe_2 y Ti lo hacen un mineral de suma importancia en el yacimiento. Éste mineral es de una calidad muy similar al hallado en pegmatitas cercanas como la “Salomón”. En cuanto al cuarzo (muestra RD3) podemos decir que las leyes de sílice halladas corresponden a un mineral de “primera” categoría, por contener un porcentaje de Fe de 0,02%, y valores de TiO_2 y MgO tolerables para un mineral de dicha categoría. En relación a la muestra RD2 podemos decir que posee elevadas cantidades de Na_2O (7,68%), valores que le otorgan gran importancia a esta zona debido a que se presenta en grandes volúmenes. Este mineral es de mejor calidad que el hallado en pegmatitas cercanas como la “Salomón” en donde se hallan valores cercanos a 4,73% de Na_2O , lo que lo ubica en la categoría de “albita pura”.

Tanto la muestra RD5 como la RD6 revisten menor valor económico debido a que poseen grandes cantidades de Fe_2O_3 (0,3%), MgO (0,05%), producto del material estéril que contienen (esquistos encajantes, muscovita, turmalina y demás minerales penalizantes). Sin embargo el resultado de los análisis químicos arrojó valores de Na_2O cercanos al 6% y de K_2O cercanos al 4%, por lo que luego de una buena clasificación podrá ser bien aprovechado para la venta.

	RD1 Feldespato Gráfico (%)	RD2 Zona de reemplazo (%)	RD3 Cuarzo (%)	RD4 Feldespato en bloque (%)	RD5 Escombrera (%)	RD6 Escombrera (%)
K_2O	10,51	1,40	0,00	13,20	4,24	3,64
Na_2O	2,24	7,68	0,25	1,81	6,00	5,94
Fe_2O_3	0,05	0,21	0,02	0,01	0,32	0,32
TiO_2	0,01	0,02	0,01	0,01	0,02	0,02
AlO_3	16,09	16,23	0,32	18,22	17,67	16,59
SiO_2	71,02	73,92	99,31	66,68	71,45	73,18
CaO	0,02	0,52	0,04	0,01	0,23	0,24
MgO	0,02	0,03	0,04	0,02	0,04	0,05
SO_4	0,04	0,00	0,01	0,05	0,03	0,03

Tabla 1: Resultados de fluorescencia de rayos x de zonas de interés económico.

7.8 - Cálculo de reservas

Para la realización de los cálculos de reservas fue utilizado como base el mapa geológico y topográfico expuesto en el anexo I. Sobre el mismo fueron trazados un total de 73 perfiles transversales de longitudes que van desde los 30 a los 60 metros; 40 de ellos fueron realizados sobre el cuerpo pegmatítico, 23 sobre la escombrera RD6 y 10 sobre la escombrera RD5, todos con orientación E-O, por ser ésta la dirección perpendicular respecto del eje mayor del cuerpo (Figura 13). Por otro lado se realizó un perfil con orientación aproximadamente N-S con el objetivo de esbozar la morfología longitudinal del cuerpo (Figura 13). Para mayor detalle, tanto los perfiles transversales de dirección E-O como los longitudinales de orientación N-S son expuestos en el anexo II, en los cuales se observa con claridad la morfología tabular - lenticular del cuerpo con dos orientaciones predominantes que definen en planta un patrón complejo. Se identificó, además la presencia de un tabique de caja dentro del cuerpo pegmatítico principal, representado en los perfiles 15, 16, 17 y 18. En los perfiles del anexo II también se puede observar la ubicación, distribución y morfología de las zonas anteriormente definidas.

Se obtuvieron los volúmenes de cada mineral de todo el cuerpo pegmatítico midiendo el área que ocupa cada tipo de mineral en cada uno de los perfiles. Estos fueron luego traducidos a tonelajes al ser cotejados con el peso específico de cada uno de ellos. Los perfiles 1-1' hasta el 40-40' corresponden al cuerpo pegmatítico principal y fueron trazados con una equidistancia de 3 metros. Los perfiles 41-41' hasta el 63-63' corresponden a la escombrera RD6 y los perfiles 64-64' hasta el 73-73' a la escombrera RD5, con una equidistancia de 5 metros (figura 13).

La razón por la cual se decidió efectuar una gran densidad de perfiles fue para tratar de minimizar errores de cálculo y agregarle detalle al estudio.

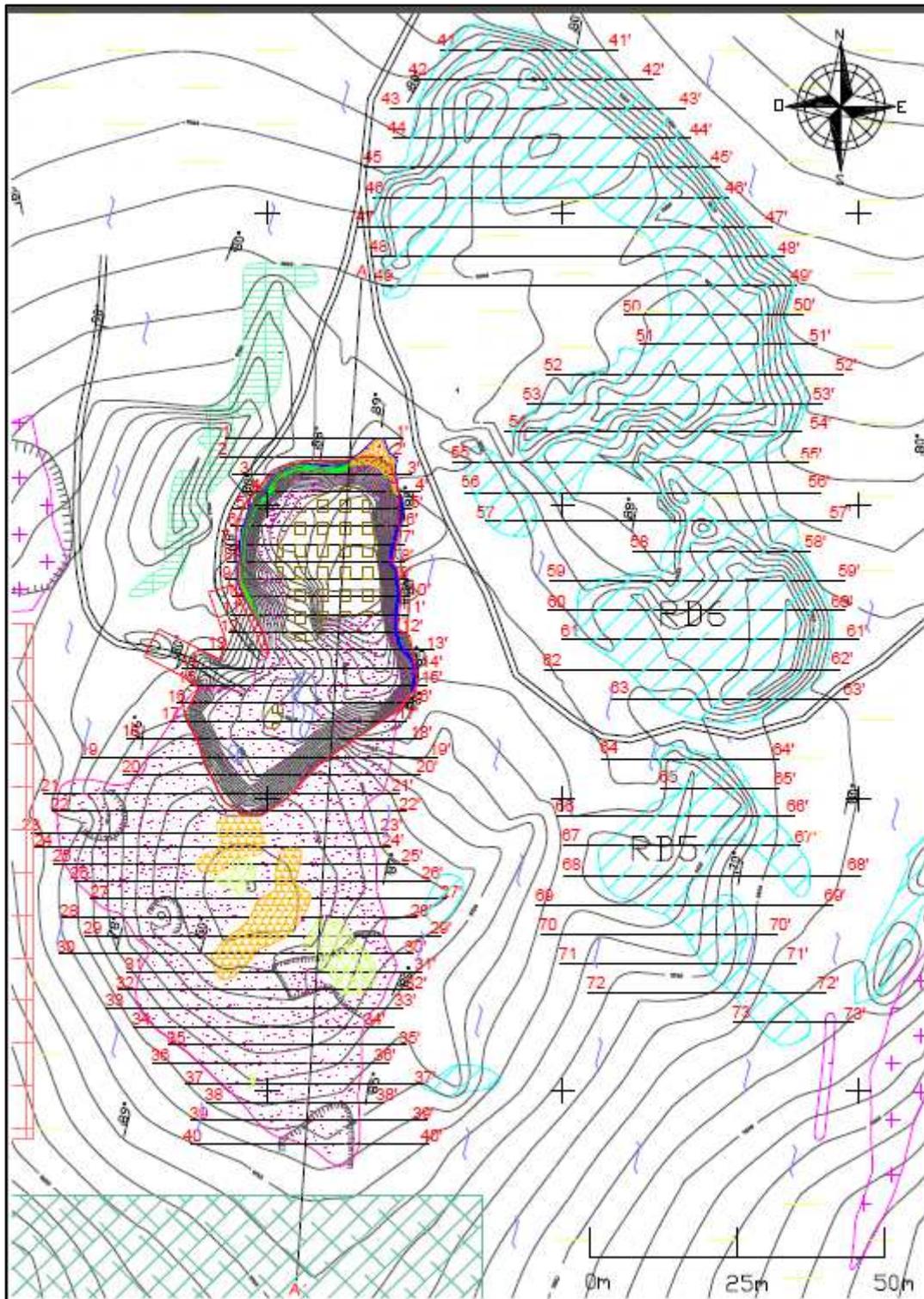


Figura 13: Perfiles realizados en cuerpo principal y escombreras

A partir del método de los perfiles transversales y siguiendo la fórmula del área media que es igual a:

$$V = \left[\frac{(A_1 + A_n)}{2} + A_2 + A_3 + \dots + A_{n-1} \right] H$$

Donde:

V: Volumen

A: Área de cada mineral en cada perfil

H: Equidistancia entre perfiles

Una vez conocidas las reservas totales del yacimiento se las distinguió según el grado de conocimiento entre reservas medidas, para aquellas zonas donde se tiene la certeza de la calidad y cantidad de la mineralización y en reservas indicadas para aquellas en donde existe un cierto grado de incertidumbre. Se consideró como reservas medidas todo aquel mineral que se encuentra por encima de la cota 961 metros, siendo este el nivel inferior del antiguo sector de explotación.

Los valores obtenidos de reservas medidas fueron:

- Feldespato Potásico en bloque: 37.718,7 toneladas.
- Albita: 35.874,5 toneladas
- Feldespato Gráfico: 2.178,2 toneladas.
- Cuarzo: 1.122,0 toneladas.

La estimación de las reservas indicadas se realizó de manera análoga a la utilizada para reservas medidas, tomando como base la cota 954 metros, profundidad considerada prudente para trabajar utilizando como referencia que en las cercanías de la cantera los cursos de agua semi permanentes afloran en la cota 947 metros o menor, evitándose de esta manera que las labores se inunden. Como techo se tomó la cota 961 metros, cota inferior hasta donde alcanzan las reservas medidas. Esto es aceptable si se tienen en cuenta las características geológicas y dimensiones que posee el cuerpo pegmatítico. Por lo tanto, para el yacimiento en cuestión pueden estimarse reservas indicadas de:

- Feldespato Potásico en bloque: 41.173,4 toneladas.
- Albita: 10.110,4 toneladas.
- Feldespato Gráfico: 0 toneladas.
- Cuarzo: 0 toneladas.

Se realizó de forma análoga a los anteriores el cubillaje adicional de las dos grandes escombreras anteriormente definidas. Teniendo en cuenta que este material se encuentra ya volado y depositado en montones a los márgenes de la cantera se estima que aproximadamente un 30% del volumen total medido para cada una corresponde al espaciado existente entre los bloques, por ello se le asocia a estas escombreras un peso específico menor comparado con los minerales descriptos en el cuerpo principal. Esta pérdida será referida en esta tesis como "esponjamiento".

Una vez cotejados los parámetros volumétricos, de esponjamiento y peso específico del mineral se obtuvieron los siguientes tonelajes:

- RD5:752,1 toneladas.

- RD6:7.616,0 toneladas.

En ambas escombreras se realizó una estimación del porcentaje de finos, correspondiente a un 40% para el caso de la RD5 y un 35% para la RD6, y un porcentaje estimado de caja metamórfica de 2% para ambos casos. Teniendo en cuenta que estos valores representan en la práctica un material que no podrá ser utilizado ya sea por su pequeño tamaño o por ser material estéril se deben recalcular las reservas recuperables, según ello se obtiene para la escombrera RD5 436,2 toneladas y para la RD6 4.417,0 toneladas.

7.9 - Comercialización

Las vías de comercialización son en primer lugar entre las empresas prestadoras de servicios y las molineras, y entre éstas y las industrias que requieren Feldespato y Cuarzo ya molidos. El mercado para la industria de dichas materias primas sin procesamiento luego de su extracción está caracterizado por empresas dedicadas exclusivamente al acopio, trituración y molienda de mineral. En muchos casos, estas empresas tercerizan la explotación de sus propias canteras, asumiendo el costo del transporte del mineral desde la planchada de la cantera hasta la planta de procesamiento. Aquellas dedicadas a la explotación muchas veces son pequeñas empresas familiares que aportan cantidades no muy significativas al mercado (del orden de las 100-200 toneladas mensuales), mientras que otras veces son empresas de mayor tamaño con mejores y mayores maquinarias, llegando a extraer cientos a miles de toneladas mensualmente, tal es el caso de SOCAVÓN MINERO S.R.L, VIRGEN DEL MILAGRO S.R.L. y CLAMA S.R.L. Así también como Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F. compra mineral a pequeños y grandes productores que poseen sus propias canteras.

En el presente proyecto se supone la comercialización de todo el volumen de mineral a extraer con la planta de beneficio Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F., empresa líder en su rubro, que inició sus actividades en el año 1951, con el objetivo de proveer de materias primas al incipiente mercado cerámico desabastecidos por los acontecimientos de orden mundial de la época. Actualmente dicha empresa se ha establecido en diversas localidades tales como Zapala (Neuquén), Mercedes (Bs.As), Dique Florentino Ameghino (Chubut) y por último, la planta con la que se plantea comercializar el mineral de la pegmatita Rey David en esta tesis, la cual se ubica en la ciudad de La Toma, provincia de San Luis. Esta dispersión obedece a la búsqueda de equilibrada vecindad con los centros de minado que posee la empresa.

Teniendo en cuenta las reservas totales del yacimiento seleccionado (136.545,6 toneladas) y la calidad del mineral, se considera oportuno estimar la vida útil del proyecto en 4,17

años (50 meses), con un promedio aproximado de movilización de material de 2.700 toneladas mensuales, de acuerdo a las capacidades operativas de la maquinaria a utilizar. Este tonelaje a movilizar mensualmente parece razonable si se tienen en consideración las condiciones naturales del yacimiento (reservas, accesibilidad a la zona de trabajo, dimensiones del cuerpo a explotar, etc.) y el ritmo de explotación estipulado. Además, se sabe que Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F actualmente se encuentra trabajando a capacidad ociosa, dado que

adquiere un promedio entre 7.000 y 8.000 toneladas mensuales cuando posee una capacidad máxima de molienda de 15.000 toneladas mensuales.

En la tabla 2 se muestran los precios que actualmente la empresa Piedra Grande SAMICAYF estaría dispuesta a pagar por cada tonelada de mineral con las características técnicas antes mencionadas, puesto sobre camión en cantera.

Mineral	Precio por tonelada
Cuarzo	\$600
Fks Bloque	\$570
Fks Gráfico	\$515
Albita	\$470
Escombreras (Albita cuarceada)	\$235

Tabla 2: Precios de venta de los minerales a extraer de la mina Rey David, puesto sobre camión en cantera.

8. ESTUDIO TÉCNICO

8.1 - Proceso Productivo

El proceso productivo se basará específicamente en la obtención del mineral mediante el uso de perforación y voladura. Luego el mineral se extraerá mediante pala mecánica hasta un lugar apropiado (“cancha”), donde se disminuye el tamaño del mismo en forma manual hasta alcanzar los tamaños requeridos por las moliendas (desde 5 cm hasta 30 - 40 cm de diámetro, denominado “cabeza de caballo”), y se lo carga en camión en cantera.

El costo del servicio de transporte del mineral desde la cantera hasta la planta en la mayoría de los casos es cubierto por la empresa dedicada a la molienda por lo que no fueron incluidos los costos de dicho servicio en el presente trabajo.

El trabajo de perforación, voladura, extracción y clasificación del material de la cantera se desarrollará en toda la extensión de la pegmatita, profundizando la cantera localizada al norte del cuerpo y extrayendo el sector no explotado que se localiza hacia el sur, hasta una profundidad de cota 954 metros. Hasta esa profundidad se prevén efectuar las labores con un ángulo de talud de trabajo de 80°, ángulo considerado prudente teniendo en cuenta la estabilidad que presenta el entorno encajante. Estas tareas se han subdividido en 5 etapas diferenciadas en función de los niveles a alcanzar por cada una de ellas. Las etapas 1, 3 y 5 corresponden a profundización y extracción de mineral, mientras que las etapas 2 y 4 corresponden a voladura y profundización, sobre material estéril, de los accesos al interior de la cantera.

El cálculo volumétrico del estéril se realizó de manera análoga al de las reservas, obteniéndose un valor aproximado de 33.000 toneladas.

8.2 - Servicio de voladura

Para el servicio de voladura se contratará a la empresa EXPLOSERVICE S.R.L, radicada en la ciudad de San Juan y propiedad del Ingeniero Celso Enrique Acosta. La empresa se dedica a la venta de explosivos y accesorios para voladura y brinda servicios de perforación y voladura para minería y obras viales.

En el caso del corriente proyecto sólo se contratará a dicha empresa para que realice las tareas de voladura, dado que para las perforaciones se adquirirá un carro perforador autopropulsado marca Catelo modelo WD-30 nuevo, el cuál será utilizado a lo largo de todas las etapas del proceso productivo.

8.3 - Capacidad de trabajo de la maquinaria

Para el trabajo de extracción del mineral y del estéril y su posterior acomodamiento en la cancha y escombrera se adquirirán dos palas cargadoras Lonking CMD 833 con un balde de 1,7 m³ de capacidad, y traccionadas con un motor diésel Deutz TD226B de tres marchas. Su velocidad máxima es de 32 Km/h, con una capacidad máxima de levante de 3000 Kg y un ángulo máximo de trabajo cargada de 42°. Poseen un tanque de combustible con capacidad para 200 litros.

Cabe aclarar que para estipular las toneladas que podrán ser movilizadas por unidad de tiempo, se utilizó la capacidad del balde anteriormente detallada y se tuvo en cuenta una densidad aproximada de 1,5 t/m³ debido al esponjamiento. Estimando que cada una de las máquinas efectuará 5 viajes promedio por hora desde la cantera hasta la planchada o escombrera, se obtuvo una capacidad de trabajo de 12,8 toneladas de mineral por pala y por hora de trabajo. Para este trabajo se estimó que cada pala cargadora trabajará un promedio de 6 horas diarias, repartidas ya sea tanto para la extracción de mineral de selección como para el estéril. De esta forma si se tiene en cuenta el trabajo combinado de las dos palas se obtiene que éstas estarán operacionales 12 horas por día.

8.4 - Etapa 1

Los trabajos se iniciarán con dos frentes de explotación simultáneos, uno ubicado en el extremo Sur del cuerpo en donde se presenta el material expuesto debido a una antigua labor exploratoria o de destape, con un sentido de avance Sur-Norte, mientras que el otro frente de explotación estará situado en el piso superior de la antigua cantera (cota aproximada 968 metros), extrayendo material con un sentido desde el Norte hacia el Sur. Ambos frentes avanzarán en sentido contrario hasta su encuentro (figura 14).

La forma en la que se prevé extraer el mineral desde ambos frentes es por perforación y voladura desde el perfil nº 18 (Figura 13), correspondiente al piso superior de la antigua cantera, avanzando hacia el sector Sur y desde el perfil nº 40, límite Sur del cuerpo pegmatítico, avanzando hacia el sector Norte, hasta la cota 968 metros. Para mayor detalle se remite al lector a consultar el anexo I y II. En la tabla 3 se encuentran representados los datos de los perfiles 18 al 40 con los tonelajes que se espera extraer en esta etapa y que totalizan una cantidad de 35.179,4 toneladas de mineral y 8.378,2 toneladas de estéril del sector Este del cuerpo con el fin de acondicionar y proyectar los taludes a 80°.

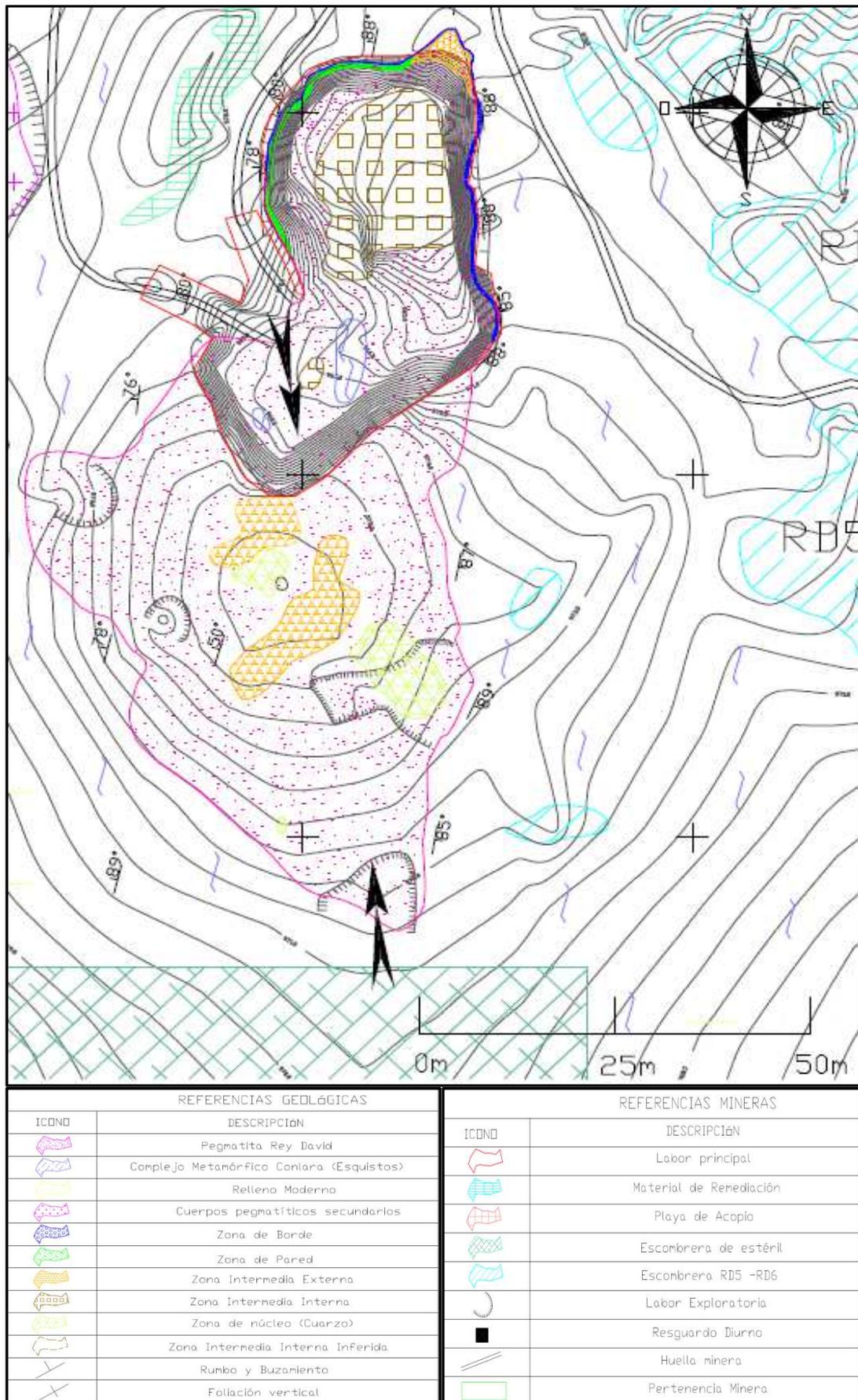


Figura 14: Mapa de detalle del cuerpo pegmatítico principal mostrando los sentidos de avance (flechas) de la Etapa 1.

Nº PERFIL	Área (m²) Reemplazo	Vol. (m³) Reemplazo	Área (m²) Fks Bloque	Vol. (m³) Fks Bloque	Área (m²) Cuarzo	Vol. (m³) Cuarzo	Área (m²) Fks Gráfico	Vol. (m³) Fks Gráfico	Área (m²) Esquisto	Vol. (m³) Esquisto
18	66,0	198,0	0	0	0	0	0	0	27,0	81,0
19	103,0	309,0	0	0	0	0	0	0	28,0	84,0
20	136,0	408,0	0	0	0	0	0	0	36,0	108,0
21	236,0	708,0	0	0	0	0	0	0	43,0	129,0
22	250,0	750,0	0	0	0	0	0	0	54,0	162,0
23	243,0	729,0	0	0	0	0	35,0	113,8	53,0	159,0
24	246,0	738,0	0	0	0	0	36,0	108,0	49,0	147,0
25	245,0	735,0	0	0	10,0	30,0	29,0	87,0	57,0	171,0
26	244,0	732,0	0	0	24,0	72,0	7,0	21,0	64,0	192,0
27	238,0	714,0	0	0	0,0	0,0	38,0	114,0	57,0	171,0
28	206,0	618,0	0	0	4,0	12,0	37,0	111,0	50,0	150,0
29	170,0	510,0	0	0	29,0	87,0	50,0	150,0	51,0	153,0
30	165,0	495,0	0	0	32,0	96,0	27,0	81,0	45,0	135,0
31	184,0	552,0	0	0	32,0	96,0	10,0	30,0	42,0	126,0
32	206,0	618,0	0	0	9,0	27,0	0	0	41,0	123,0
33	192,0	576,0	0	0	0	0	0	0	43,0	129,0
34	162,0	486,0	0	0	0	0	0	0	41,0	123,0
35	143,0	429,0	0	0	0	0	0	0	39,0	117,0
36	120,0	360,0	0	0	0	0	0	0	34,0	102,0
37	100,0	300,0	0	0	1,0	3,0	0	0	38,0	114,0
38	89,0	267,0	0	0	0	0	0	0	33,0	99,0
39	67,0	201,0	0	0	0	0	0	0	30,0	90,0
40	36,0	108,0	0	0	0	0	0	0	29,0	87,0
TOTALES		Reemplazo (m³) 11.807,0		Fks Bloque (m³) 0,0		Cuarzo (m³) 423,5		Fks Gráfico (m³) 806,8		Esquisto (m³) 2.971,0
		Reemplazo (t) 31.878,9		Fks Bloque (t) 0,0		Cuarzo (t) 1.122,3		Fks Gráfico (t) 2.178,2		Esquisto (t) 8.378,2
Tonelaje Total E1	35.179,4									

Tabla 3: Detalle de la distribución de los tonelajes a extraer de cada mineral en cada uno de los perfiles abarcados para la etapa nº 1 del proyecto.

Este volumen de mineral a comercializar será removido en un lapso aproximado de 13 meses, calculado en función de la capacidad de trabajo, anteriormente definida, de las dos palas cargadoras Lonking CMD 833 que se prevén adquirir, trabajando 9 horas diarias entre ambas palas, durante 24 días al mes. Según estos valores se obtiene que por mes serán colocados sobre la cancha para su selección 2.754 toneladas de mineral, tal como lo muestra la tabla 4.

Mineral E1			
Capacidad del balde (m³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	9
Esponjamiento (t/m³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora	5		
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	114,8	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	2.754	

Tabla 4: Capacidad de trabajo de dos palas cargadoras, trabajando durante 9 horas diarias, entre ambas máquinas, durante 24 días al mes.

La extracción del estéril en este proyecto será de igual forma que el mineral de interés, por perforación y voladura del mismo. El tonelaje total de estéril que será extraído durante los 13 meses que durará la etapa 1 será de 8.378,2 toneladas y corresponden al margen Este del cuerpo, debido a que allí se debe acondicionar el ángulo del talud para poder profundizar. La cantidad a remover mensualmente será de 612 toneladas, que viene dada por la capacidad que podrá movilizar una pala cargadora trabajando 2 horas diarias durante 24 días al mes, cantidad adecuada para extraer el tonelaje total de estéril de la etapa en el plazo estipulado (Tabla 5).

Estéril E1			
Capacidad del balde (m ³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	2
Esponjamiento (t/m ³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora	5		
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	25,5	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	612	

Tabla 5: Capacidad de trabajo de una palas cargadoras, trabajando durante 2 horas diarias, durante 24 días al mes.

Además, se debe contemplar que por día se consume en promedio una hora de trabajo de pala en el acondicionamiento de la escombrera de estéril y en las pilas y montones sobre la cancha de clasificación.

Una vez realizadas las perforaciones se contratarán los servicios de EXPLOSERVICE, quienes realizarán durante la etapa 1 voladuras por un total de 3.366 toneladas aproximadamente (2.754 toneladas de mineral y 612 toneladas de estéril).

El sector destinado para el trabajo de clasificación manual por parte de los obreros de cancha, tanto en ésta como en las siguientes etapas, será ubicado al Oeste del cuerpo principal. Por otro lado, luego de haberse calculado el volumen de estéril que se extraerá a lo largo de todas las etapas del proceso minero (aproximadamente 12.000 m³), se determinó que el tamaño del terreno destinado para la deposición del mismo sea de 60 x 100 metros, y estará ubicado al Sur de la cancha de clasificación. (Anexo I).

De acuerdo al mapeo realizado, los minerales a extraer durante esta etapa son albita y feldespato puro (textura en bloques) de la zona de reemplazo, feldespato gráfico de la zona intermedia externa y cuarzo de las zonas de núcleo. Teniendo en cuenta que en esta etapa se extraerán 2.754 toneladas mensuales de mineral total, la Tabla 6 detalla las toneladas medias de cada mineral a entregar a la planta por mes. Para el cálculo de las mismas se asume que la zona de reemplazo está compuesta aproximadamente por un 60% de albita y un 40% de feldespato en bloque, mientras que las zonas de núcleo y las zonas intermedias externas a explotar se componen totalmente de cuarzo y feldespato gráfico, respectivamente. De estos porcentajes totales, se descontó un 30% correspondiente a pérdidas. Estas pérdidas se consideran originadas por: 1) el mismo proceso de voladura, 2) la existencia de bloques que contengan minerales penalizantes en un porcentaje elevado, como es el caso de las zonas ricas en muscovita en las zonas de reemplazo, turmalinas y granates en las zonas intermedias externas, tabiques de caja contenidos como xenolitos, entre otros, considerados como pérdidas por selección. Este segundo motivo corresponde a los porcentajes modales de minerales de cada zona identificados en el mapeo realizado. Una vez consideradas dichas pérdidas se obtienen finalmente los tonelajes reales de cada mineral que podrán ser comercializados con la molienda Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F.

Zona	Mineral	t/mes	Recupero del 70%
Zona de Reemplazo	Albita (60%)	1.497,4	1.048,2
	Fks en bloque (40%)	998,2	698,7
Zona de núcleo	Cuarzo (100%)	87,9	61,5
Zona intermedia externa	Fks Gráfico (100%)	170,5	119,4
Totales		2.754	1927,8

Tabla 6: Toneladas de mineral a entregar a la planta por mes durante los 13 períodos que durará la etapa 1 contemplando un 30% de pérdidas.

8.5 - Etapa nº2

Esta etapa consiste en realizar la perforación, voladura y extracción de un sector de estéril que será utilizado como acceso hacia los niveles inferiores de la cantera. El mismo será realizado en el sector correspondiente al perfil nº23 (figura 16), tendrá una orientación aproximada E-O y llegará hasta la cota de 961 metros. Contará con un ángulo de inclinación de 30°, el cual según especificaciones de los fabricantes, es adecuado para el correcto funcionamiento de las maquinarias al momento de extraer el mineral de la cantera.

La figura 15 muestra detalladamente cómo quedará el perfil 23-23' una vez finalizada la etapa 1, y antes de comenzar la etapa 2. Como puede verse, ya se ha retirado todo el mineral por sobre la cota 968 y se proyectó el talud "Este" a 80°.

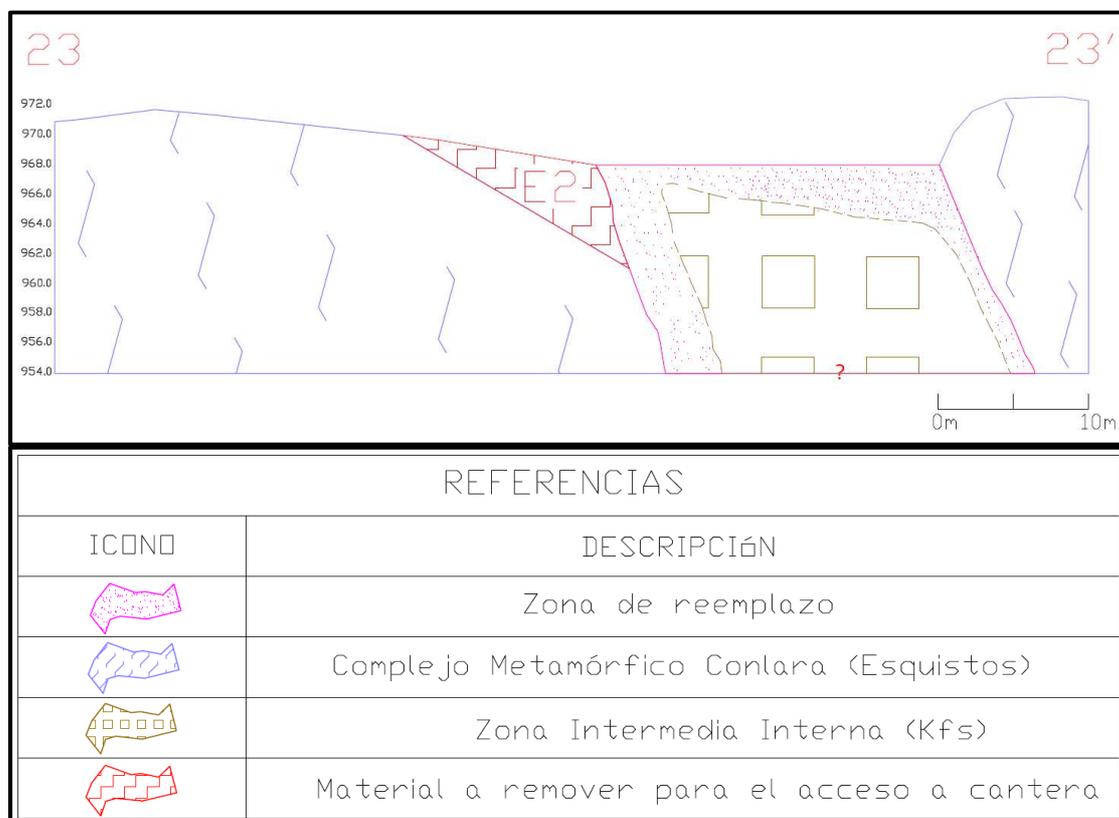


Figura 15: Perfil 23-23' una vez finalizada la etapa 1 y antes de comenzar la etapa 2. Se muestra la localización de la labor de acceso a realizar en la etapa 2, alcanzando la cota 961 metros.

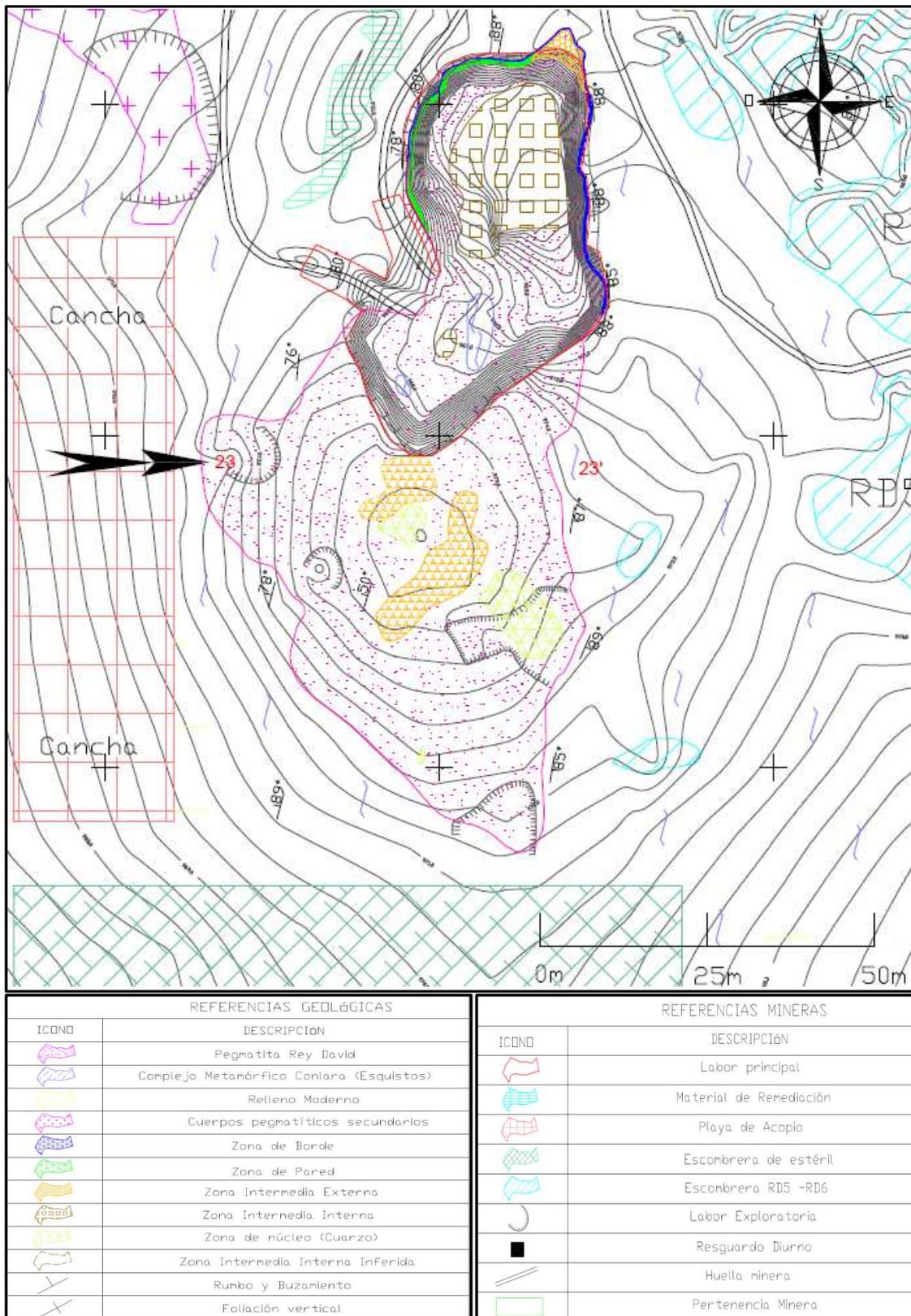


Figura 16: Indicado con flecha ubicación y sentido del acceso a realizar. Ubicación de escombrera RD5, RD6 y de la cancha.

Simultáneamente se llevará a cabo la removilización, clasificación y venta de la totalidad de la escombrera RD5 y parte de la RD6 (Anexo I) para solventar los costos operativos y de personal de toda la etapa. La escombrera RD5 consta de 752 toneladas. Se

estima un porcentaje de finos y de estéril que implica una pérdida cercana al 42%, lo cual representa un total a recuperar de 436,2 toneladas. De la escombrera RD6 serán removilizadas 2.002 toneladas y, descontando el porcentaje de finos y estéril en igual proporción que la escombrera anterior, se estiman recuperar 1.161,1 toneladas, dando un total de 1.597,3 toneladas a ser puestas sobre camión para su comercialización entre ambas escombreras.

Para realizar esta etapa se planifica optimizar todo el equipamiento y personal para que sea realizado en un mes y por ello todos los costos de extracción del estéril y venta del mineral de las escombreras fueron estipulados para ese plazo. En esta oportunidad se estima un total de 9 horas de trabajo entre ambas palas para la removilización de mineral de las escombreras hasta la cancha, 2 horas de trabajo para la extracción del estéril proveniente del acceso que se generará en esta etapa y 1 hora en el acomodado de las pilas en la cancha para su posterior clasificación.

8.6 - Etapa nº3

A partir del acceso generado en la etapa anterior, se realizará la extracción del material avanzando con dos frentes de explotación con sentidos de avance opuestos (Figura 17), facilitando la extracción del mineral al maximizarse las zonas de maniobras de ambas palas cargadoras.

La forma en la que se prevé extraer el mineral es, al igual que en las etapas anteriores, por perforación y voladura y en sentidos opuestos desde el perfil nº 23, sitio en el cual se encuentra el acceso generado en la etapa 2. Hacia el frente Norte de explotación, las tareas de perforación y voladura llegarán hasta el perfil nº3 dado que la mineralización de valor económico allí termina, donde la mineralización existente en los perfiles nº 1 y 2 posee alta proporción de minerales penalizantes (por ejemplo turmalina y granate de la zona intermedia externa) y por lo tanto no se explotará. En cuanto al frente de explotación Sur, se estima perforar y volar hasta el límite Sur del cuerpo, que corresponde al perfil nº40. Ambos frentes perforarán y volarán material hasta la cota 961 metros. En la Tabla 7 se encuentran representados los datos de los perfiles 1 al 40 con los tonelajes que se espera extraer en esta etapa y que totalizan una cantidad de 41.225 toneladas de mineral y 15.443 toneladas de estéril del contacto Este del cuerpo con el fin de acondicionar y proyectar los taludes a 80°.

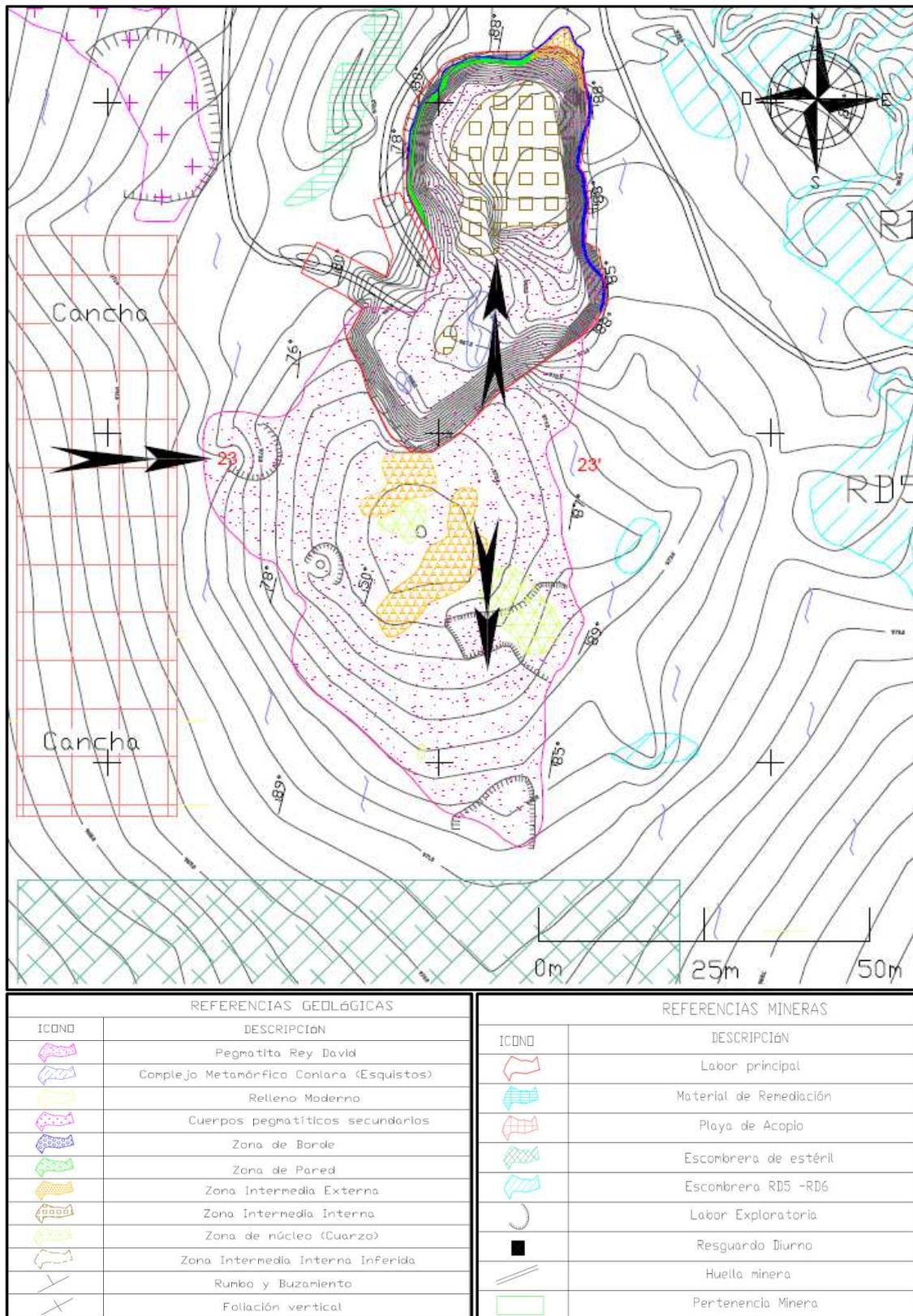


Figura 17: Indicado con flecha ubicación y sentido de frentes de explotación estipulados para la etapa 3. Ubicación de la nueva escombrera y de la cancha.

Nº PERFIL	Área (m ²) Reemplazo	Vol. (m ³) Reemplazo	Área (m ²) Fks Bloque	Vol. (m ³) Fks Bloque	Área (m ²) Esquisto	Vol. (m ³) Esquisto
1	0	0	0	0	0	0
2	0	0	0	0	0	0
3	112,0	168,0	0	0	60,0	180,0
4	50,0	150,0	6,0	18,0	58,0	174,0
5	44,0	132,0	8,0	24,0	55,0	165,0
6	46,0	138,0	11,0	33,0	55,0	165,0
7	33,0	99,0	12,0	36,0	54,0	162,0
8	33,0	99,0	11,0	33,0	57,0	171,0
9	50,0	150,0	10,0	30,0	59,0	177,0
10	53,0	159,0	19,0	57,0	64,0	192,0
11	47,0	141,0	21,0	63,0	56,0	168,0
12	45,0	135,0	39,0	117,0	49,0	147,0
13	53,0	159,0	47,0	141,0	57,0	171,0
14	94,0	282,0	51,0	153,0	56,0	168,0
15	66,0	198,0	50,0	150,0	59,0	177,0
16	110,0	330,0	49,0	147,0	87,0	261,0
17	105,0	315,0	78,0	234,0	56,0	168,0
18	120,0	360,0	55,0	165,0	35,0	105,0
19	120,0	360,0	59,0	177,0	33,0	99,0
20	112,0	336,0	71,0	213,0	39,0	117,0
21	122,0	366,0	52,0	156,0	40,0	120,0
22	101,0	353,5	53,0	159,0	43,0	129,0
23	86,0	279,5	73,0	219,0	45,0	146,3
24	82,0	225,5	85,0	255,0	40,0	110,0
25	117,0	351,0	54,0	162,0	45,0	135,0
26	113,0	339,0	61,0	183,0	48,0	144,0
27	114,0	342,0	63,0	189,0	41,0	123,0
28	119,0	357,0	61,0	183,0	38,0	114,0
29	113,0	339,0	57,0	171,0	42,0	126,0
30	136,0	408,0	51,0	153,0	41,0	123,0
31	135,0	405,0	55,0	165,0	41,0	123,0
32	123,0	369,0	56,0	168,0	41,0	123,0
33	110,0	330,0	62,0	186,0	45,0	135,0
34	93,0	279,0	59,0	177,0	41,0	123,0
35	91,0	273,0	59,0	177,0	41,0	123,0
36	90,0	270,0	60,0	180,0	38,0	114,0
37	81,0	283,5	59,0	177,0	42,0	126,0
38	106,0	344,5	36,0	108,0	42,0	126,0
39	102,0	357,0	20,0	60,0	41,0	123,0
40	60,0	240,0	9,0	27,0	41,0	123,0
TOTALES		Reemplazo (m³) 10.222,5		Fks Bloque (m³) 5.046,0		Esquisto (m³) 5.476,3
		Reemplazo (t) 27.600,8		Fks Bloque (t) 13.624,2		Esquisto (t) 15.443,0
Tonelaje Total		41.225,0				

Tabla 7: Detalle de la distribución de los tonelajes a extraer de cada mineral en cada uno de los perfiles abarcados para la etapa nº 3 del proyecto.

Este volumen de mineral a comercializar será removido en un lapso aproximado de 17 meses, calculado en función de la capacidad de trabajo, anteriormente definida, de las dos palas cargadoras Lonking CMD 833 que se prevé adquirir, trabajando 8 horas diarias entre ambas palas, durante 24 días al mes. Según estos valores se obtiene que por mes serán colocados sobre la cancha para su selección 2.448 toneladas de mineral, tal como lo muestra la tabla 8.

Mineral E3			
Capacidad del balde (m ³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	8
Esponjamiento (t/m ³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora	5		
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	102,0	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	2.448	

Tabla 8: Capacidad de trabajo de dos palas cargadoras, trabajando durante 8 horas diarias, entre ambas máquinas, durante 24 días al mes.

La extracción del estéril en este proyecto será de igual forma que al mineral de interés, por perforación y voladura del mismo. El tonelaje total de estéril que será extraído durante los 17 meses que durará la etapa 3 será de 15.443 toneladas y que corresponden al margen Este del cuerpo, debido a que allí se debe acondicionar el ángulo del talud para poder profundizar. La cantidad a remover mensualmente será de 918 toneladas, que viene dada por la capacidad que podrá movilizar una pala cargadora trabajando 3 horas diarias durante 24 días al mes, cantidad adecuada para extraer el tonelaje total de estéril de la etapa en el plazo estipulado (Tabla 9).

Estéril E3			
Capacidad del balde (m ³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	3
Esponjamiento (t/m ³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora	5		
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	38,4	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	921,6	

Tabla 9: Capacidad de trabajo de dos palas cargadoras, trabajando durante 3 horas diarias, entre ambas máquinas, durante 24 días al mes.

Además, se debe contemplar que por día se consume en promedio una hora de trabajo de pala en el acondicionamiento de la escombrera de estéril y en las pilas y montones sobre la cancha de clasificación.

Una vez realizadas las perforaciones se contratarán los servicios de EXPLOSERVICE, quienes realizarán durante la etapa 3 voladuras mensuales por un total de 3.366 toneladas (2.448 toneladas de mineral y 918 toneladas de estéril por mes).

De acuerdo al mapeo realizado, los minerales a extraer durante esta etapa son albita y feldespatos puro (textura en bloque) de la zona de reemplazo y feldespatos puro de la zona interior interna. Teniendo en cuenta que en esta etapa se extraerán 2.448 toneladas mensuales de mineral total, la Tabla 10 detalla las toneladas medias a entregar a la planta de cada mineral por mes. Para el cálculo de las mismas se asume que la zona de reemplazo está compuesta aproximadamente por un 60% de albita y un 40% de feldespatos en bloque, mientras que la zona intermedia interna a explotar se compone totalmente de Feldespato potásico puro con textura en bloques. De estos porcentajes totales, se descontó un 30% correspondiente a pérdidas. Estas pérdidas se consideran originadas por: 1) el mismo proceso de voladura, 2) la existencia de bloques que contengan minerales penalizantes en un porcentaje elevado, como es el caso de las zonas ricas en muscovita en las zonas de reemplazo, turmalinas y granates en las zonas intermedias externas, tabiques de caja contenidos como xenolitos, entre otros, considerados como pérdidas por selección. Este segundo motivo corresponde a los porcentajes modales de minerales de cada zona identificados en el mapeo realizado. Una vez consideradas dichas pérdidas se obtienen finalmente los tonelajes reales de cada mineral que podrán ser comercializados con la molienda Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F.

Zona	Mineral	Toneladas a extraer por mes	Recupero del 70%
Zona de Reemplazo	Albita (60%)	983,4	688,4
	Fks en bloque (40%)	655,6	458,9
Zona intermedia interna	Fks en bloque	809	566,3
Totales		2.448	1713,6

Tabla 10: Toneladas de mineral a entregar a la planta por mes durante los 17 períodos que durará la etapa 3 contemplando un 30% de pérdidas.

8.7 - Etapa nº4

Esta etapa consiste en la profundización en base a perforación, voladura y extracción de estéril del acceso hacia los niveles inferiores de la cantera anteriormente generado en la E2. El mismo será realizado en el sector correspondiente al perfil nº23, tendrá una orientación aproximada E-O y llegará hasta la cota de 954 metros. Contará con un ángulo de inclinación de 30°, el cual según especificaciones de los fabricantes, es adecuado para el correcto funcionamiento de las maquinarias al momento de extraer el mineral de la cantera y tendrá un diámetro basal de 4 metros.

La figura 18 muestra detalladamente cómo quedará el perfil 23-23' una vez finalizada la etapa 3, antes de comenzar la etapa 4. Como puede verse, ya se ha retirado todo el mineral por sobre la cota 961 y se proyectó el talud "Este" a 80°.

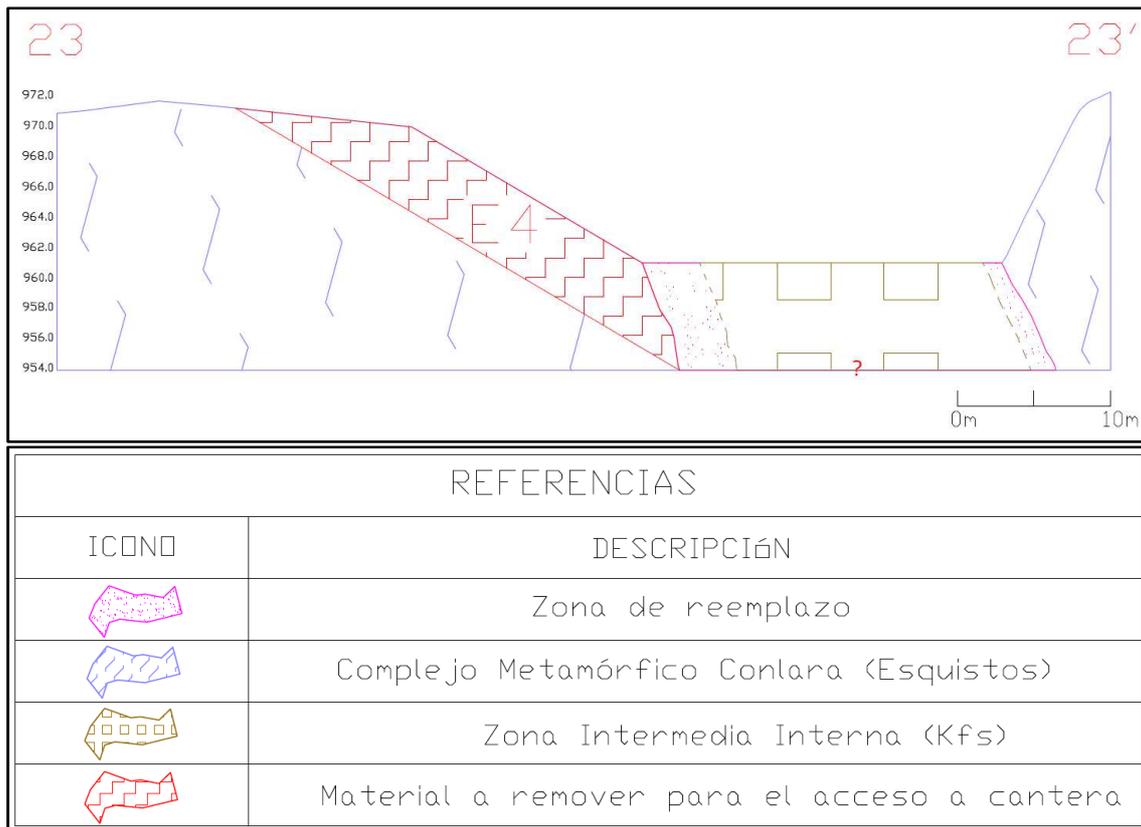


Figura 18: Perfil 23-23' una vez finalizada la etapa 3 y antes de comenzar la etapa 4. Se muestra la localización de la labor de acceso a realizar en la etapa 4, alcanzando la cota 954 metros.

Simultáneamente se llevará a cabo la removilización, clasificación y venta de la parte restante de la escombrera RD6. Lo que resta de esta escombrera consta de 4.862 toneladas, cantidad que no es suficiente para solventar todos los costos de operación durante los dos meses que durará esta etapa pero que significará un ingreso más que aceptable disminuyendo considerablemente el dinero que se deberá invertir. Descontando el porcentaje de finos y de estéril (que ronda el 42%) dentro de la misma se podrán recuperar 1.409,98 toneladas mensuales para ser comercializadas (Tabla 11).

RD6	Toneladas en un mes	Recupero Total (t) -42%
	2.431	1.409,98
	Toneladas en dos meses	Recupero Total (t) -42%
	4.862	2.819,96

Tabla 11: Toneladas a extraer por mes y su recupero descontando las pérdidas.

Para realizar esta etapa se planifica optimizar todo el equipamiento y personal para que sea realizado en dos meses y por ello todos los costos de extracción del estéril y del mineral de la escombrera fueron estipulados para ese plazo. En esta oportunidad se estima un total de 8 horas de trabajo entre ambas palas para la removilización de mineral de las escombreras hasta la cancha, 3 horas de trabajo para la extracción del estéril proveniente del acceso que se generará en esta etapa y 1 hora en el acomodado de las pilas en la cancha para su posterior clasificación.

8.8 - Etapa nº5

A partir del acceso generado en la etapa anterior se realizará la extracción del material avanzando con dos frentes de explotación con sentidos de avance contrarios, al igual que en la etapa nº 3 (Figura 17). La forma en la que se prevé extraer el mineral es por perforación y voladura hasta la cota 954 metros, esto incluye volar 51.895,4 toneladas de mineral y 4.333,6 toneladas de estéril del sector Este del cuerpo con el fin de acondicionar y proyectar los taludes a 80°.

El sentido de avance en esta etapa será en 2 sentidos opuestos entre sí, desde el perfil nº 23, sitio en el cual se encuentra el acceso generado en las etapas 2 y 4. Hacia el frente Norte de explotación, las tareas de perforación y voladura llegarán hasta el perfil nº3 dado que la mineralización de valor económico allí termina, donde la mineralización existente en los perfiles nº 1 y 2 posee alta proporción de minerales penalizantes (por ejemplo turmalina y granate de la zona intermedia externa) y por lo tanto no se explotará. En cuanto al frente de explotación Sur, se estima perforar y volar hasta el límite Sur del cuerpo, que corresponde al perfil nº40. Ambos frentes perforarán y volarán material hasta la cota 954 metros. En la tabla 12 se encuentran representados los datos de los perfiles 1 al 40 con los tonelajes que se espera extraer en esta etapa y que totalizan una cantidad de 51.895,4 toneladas de mineral y 4.333,6 toneladas de estéril del contacto Este del cuerpo con el fin de acondicionar y proyectar los taludes a 80°.

Nº PERFIL	Área (m ²) Reemplazo	Vol. (m ³) Reemplazo	Área (m ²) Fks Bloque	Vol. (m ³) Fks Bloque	Área (m ²) Esquisto	Vol. (m ³) Esquisto
1	0	0	0	0	0	0
2	0	0	0	0	0	0
3	141,0	211,5	0,0	0,0	17,0	51,0
4	114,0	342,0	39,0	117,0	14,0	42,0
5	84,0	252,0	81,0	243,0	12,0	36,0
6	76,0	228,0	99,0	297,0	11,0	33,0
7	57,0	171,0	114,0	342,0	13,0	39,0
8	52,0	156,0	117,0	351,0	13,0	39,0
9	67,0	201,0	111,0	333,0	13,0	39,0
10	62,0	186,0	110,0	330,0	11,0	33,0
11	69,0	207,0	91,0	273,0	12,0	36,0
12	45,0	135,0	107,0	321,0	10,0	30,0
13	28,0	84,0	132,0	396,0	13,0	39,0
14	58,0	174,0	132,0	396,0	12,0	36,0
15	182,0	546,0	118,0	354,0	17,0	51,0
16	89,0	267,0	127,0	381,0	22,0	66,0
17	57,0	171,0	130,0	390,0	15,0	45,0
18	59,0	177,0	133,0	399,0	11,0	33,0
19	40,0	120,0	132,0	396,0	14,0	42,0
20	53,0	159,0	132,0	396,0	12,0	36,0
21	49,0	147,0	128,0	384,0	13,0	39,0
22	28,0	84,0	128,0	384,0	14,0	42,0
23	36,0	108,0	130,0	390,0	14,0	42,0
24	36,0	108,0	134,0	402,0	11,0	33,0
25	45,0	135,0	129,0	387,0	16,0	48,0
26	37,0	111,0	141,0	423,0	18,0	54,0
27	49,0	147,0	129,0	387,0	13,0	39,0
28	53,0	159,0	129,0	387,0	12,0	36,0
29	40,0	120,0	129,0	387,0	14,0	42,0
30	57,0	171,0	133,0	399,0	14,0	42,0
31	63,0	189,0	128,0	384,0	12,0	36,0
32	54,0	162,0	129,0	387,0	13,0	39,0
33	47,0	141,0	129,0	387,0	14,0	42,0
34	48,0	144,0	106,0	318,0	14,0	42,0
35	40,0	120,0	114,0	342,0	13,0	39,0
36	37,0	111,0	114,0	342,0	11,0	33,0
37	16,0	48,0	114,0	342,0	14,0	42,0
38	38,0	114,0	105,0	315,0	14,0	42,0
39	39,0	117,0	85,0	255,0	13,0	39,0
40	25,0	75,0	43,0	129,0	13,0	39,0
TOTALES		Reemplazo (m³) 6.374,5		Fks Bloque (m³) 12.846,0		Esquisto (m³) 1.536,8
		Reemplazo (t) 17.211,2		Fks Bloque (t) 34.684,2		Esquisto (t) 4.333,6
Tonelaje Total		51.895,4				

Tabla 12: Detalle de la distribución de los tonelajes a extraer de cada mineral en cada uno de los perfiles abarcados para la etapa nº 5 del proyecto.

Este volumen de mineral a comercializar será removido en un lapso aproximado de 17 meses, calculado en función de la capacidad de trabajo, anteriormente definida, de las dos palas cargadoras Lonking CMD 833, trabajando 10 horas diarias entre ambas palas, durante 24 días al mes. Según estos valores se obtiene que por mes serán colocados sobre la cancha para su selección 3.060 toneladas de mineral, tal como lo muestra la tabla 13.

Mineral E5			
Capacidad del balde (m ³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	10
Esponjamiento (t/m ³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora		5	
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	128,0	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	3.060	

Tabla 13: Capacidad de trabajo de dos palas cargadoras, trabajando durante 8 horas diarias, entre ambas máquinas, durante 24 días al mes.

La extracción del estéril en este proyecto será de igual forma que al mineral de interés, por perforación y voladura del mismo. El tonelaje total de estéril que será extraído durante los 17 meses que durará la etapa 5 será de 4.333,6 toneladas y que corresponden al margen Este del cuerpo, debido a que allí se debe acondicionar el ángulo del talud para poder profundizar. La cantidad a remover mensualmente será de 306 toneladas, que viene dada por la capacidad que podrá movilizar una pala cargadora trabajando 1 hora diaria durante 24 días al mes, cantidad adecuada para extraer el tonelaje total de estéril de la etapa en el plazo estipulado (Tabla 14).

Estéril E5			
Capacidad del balde (m ³)	1,7	Nº de horas trabajadas entre ambas palas por día	1
Esponjamiento (t/m ³)	1,5	Días trabajados por mes	24
Nº de cargas por hora		5	
t/hora	(capacidad balde x esponjamiento x nº cargas)	12,8	
t/Día	t/hora x Nº de horas trabajadas	12,8	
t/Mes	t/Día x días trabajados por mes	306	

Tabla 14: Capacidad de trabajo de una pala cargadoras destinada a la extracción de estéril, trabajando durante 1 horas diarias, durante 24 días al mes.

Además, se debe contemplar que por día se consume en promedio una hora de trabajo de pala en el acondicionamiento de la escombrera de estéril y en las pilas y montones sobre la cancha de clasificación.

Una vez realizadas las perforaciones se contratarán los servicios de EXPLOSERVICE, quienes realizarán durante la etapa 5 voladuras mensuales por un total de 3.366 toneladas (3.060 toneladas de mineral y 306 toneladas de estéril por mes).

De acuerdo al mapeo realizado, los minerales a extraer durante esta etapa son albita y feldespato puro (textura en bloques) de la zona de reemplazo y feldespato puro de la zona

interior interna. Teniendo en cuenta que en esta etapa se extraerán 3.060 toneladas mensuales de mineral total, la Tabla 15 detalla las toneladas medias de cada mineral a entregar a la planta por mes. Para el cálculo de las mismas se asume que la zona de reemplazo está compuesta aproximadamente por un 60% de albita y un 40% de feldespatos en bloque, mientras que la zona intermedia interna a explotar se compone totalmente de Feldespato potásico puro con textura en bloques. De estos porcentajes totales, se descontó un 30% correspondiente a pérdidas. Estas pérdidas se consideran originadas por: 1) el mismo proceso de voladura, 2) la existencia de bloques que contengan minerales penalizantes en un porcentaje elevado, como es el caso de las zonas ricas en muscovita en las zonas de reemplazo, turmalinas y granates en las zonas intermedias externas, tabiques de caja contenidos como xenolitos, entre otros, considerados como pérdidas por selección. Este segundo motivo corresponde a los porcentajes modales de minerales de cada zona identificados en el mapeo realizado. Una vez consideradas dichas pérdidas se obtienen finalmente los tonelajes reales de cada mineral que podrán ser comercializados con la molienda Piedra Grande S.A.M.I.C.A. y F.

Zona	Mineral	Toneladas a extraer por mes	Recupero del 70%
Zona de Reemplazo	Albita (60%)	608,9	426,2
	Fks en bloque (40%)	405,9	284,1
Zona intermedia interna	Fks en bloque	2.045,1	1.431,6
Totales		3.060	2.141,9

Tabla 15: Toneladas de mineral a entregar a la planta por mes durante los 17 períodos que durará la etapa 5 contemplando un 30% de pérdidas.

8.9 - Detalle de costos

Costos de preinversión (Tabla 17)

- Los costos de preinversión se corresponden con el estudio geológico realizado a lo largo de todo el presente informe. Para más información se remite al lector al cuadro de fuentes y usos de fondos

Costos de inversión (Tabla 17)

- Existen gastos previos a la puesta en funcionamiento del proyecto tales como el acondicionamiento de caminos y accesos a la pertenencia minera (huellas mineras), aunque para este caso en particular éstas se encuentran en buen estado y no se considera pertinente realizar inversiones en ese sentido. Se debe tener en cuenta también la preparación de un sector del terreno a ser utilizado como “cancha” para depósito y trabajo manual del material. Este sitio se acondicionará a medida que avance la explotación, se utilizará el material fino que no será seleccionado y para su acomodamiento se utilizarán las palas cargadoras.

- Además se deben considerar las instalaciones para el personal (comedor, baño, etc.). Para esto último se planea la compra de una casilla rodante nueva con las instalaciones citadas y su posterior venta al final del proyecto.

- Para el cálculo de reservas y calidad química del mineral se realizó un estudio geológico (trabajos de campo, honorarios de profesionales, costos de laboratorio, etc.) tendiente a estimar dichos parámetros.

- Para los trabajos de movilización del mineral y estéril se adquirirán dos palas mecánicas cargadoras Lonking CMD 833 nuevas. (Figura 19). Su costo se estima en \$1.085.000 por cada pala cargadora. Para mayor información y contacto con el proveedor se recomienda visitar la página web <http://lisconstructores.co/cargadora-lonking-mod-cdm-833/>.



Figura 19: Pala cargadora Lonking CMD 833.

- Además se prevé la compra de un carro de perforación autopropulsado marca Catelo modelo WD-30. (Figura 20)

Se trata de un carro de perforación minera, un equipo liviano y ágil, provisto de perforador de roca neumático modelo P-75 RN.



Figura 20: Carro de perforación autopropulsado Catelo modelo WD-30.

Este carro de perforación es apto para canteras, minas a cielo abierto y trabajos de voladuras en general con excelente rendimiento en barrenados cortos y medianos. La ficha técnica de esta maquinaria se presenta en la Tabla 16.

PRINCIPALES CARACTERISTICAS TECNICAS					
Modelo	Largo con Lanza	Ancho	Altura traslado	Carrera útil columna	Peso
WD-30	4.700 mm.	1.700 mm.	900 mm.	2.900 mm.	680 Kgs.

PERFORADOR DE ROCA					
Modelo	Largo total	Pistón	Carrera	Rotación Reversible	Peso
P-75RN	750 mm.	100 mm.	64 mm.	neumática	75 Kgs.

Tabla 16: Ficha técnica carro perforador WD-30.

- Además, se prevé la adquisición de dos perforadores de roca semi-pesados marca Catelo modelo PR-34. (Figura 21).

Es una máquina de considerable potencia, tanto en rotación como en impacto, posee una boquilla para barrenas estandarizadas de 7/8" x 108 mm. Sobre carros de perforación y en diferentes escalas permite perforar con herramientas de 6 m de longitud.

El PR-34 tiene iniciadores de rosca R-32 para ensamble con barras de extensión y brocas. Puede perforar con brocas de 2" y 2 ¼" de diámetro y las propiedades de perforación están dadas por el material a perforar y no tiene función reversible del giro.



Figura 21: Perforador de roca semi pesado PR-34.

Posee un largo total de 600 milímetros, un diámetro del pistón de 100 milímetros y una carrera de pistón de 45 milímetros.

- También se prevé comprar dos compresores de aire portátiles, uno de ellos, el de menor caudal (Figura 22), tendrá como objetivo alimentar a los perforadores de roca semi pesados PR-34 que se utilizarán para disminuir el tamaño de los bloques una vez volados, previo al marroneo y clasificación, así también como para emparejar el piso de cantera (vulgarmente llamadas “patas”). El otro compresor, el de mayor caudal (Figura 23), se utilizará para alimentar al carro perforador Catelo WD-30. Se tomó la decisión de adquirir dos compresores de diferente tamaño con el objetivo de poder alimentar sin inconvenientes las maquinarias que así lo requieran en vez de adquirir un solo compresor de gran tamaño que es más costoso y se corre el riesgo de quitarle demasiado caudal a los perforadores de roca semi pesados y que no baste para alimentar al carro perforador.

Sullair modelo 185Q: es un compresor de aire portátil de tipo rotativo a tornillo asimétrico, apto para servicio continuo, lubricado y enfriado por aceite a presión. No utiliza correas lo que le brinda mayor durabilidad. Otra de las ventajas de este compresor es que puede ser transportado por cualquier tipo de vehículo.



Caudal	5.2 m3/min
Motor	74 hp
Presión	7 kg/cm2
Largo	3321 mm
Ancho	1423 mm
Alto	1435 mm
Peso	1234

Figura 22: Compresor Sullair modelo 185Q.

Sullair modelo 375Q: es un compresor de aire portátil de tipo rotativo a tornillo asimétrico, apto para servicio continuo, lubricado y enfriado por aceite a presión. Este modelo, es el de mayor tamaño entre los que se adquirirán, y también puede ser transportado mediante una lanza con cualquier vehículo. Este compresor se adquirirá, como se dijo anteriormente con el fin de abastecer de suficiente caudal de aire al carro perforador.



Caudal	10 m3/min
Motor	113 hp
Presión	7 kg/cm2
Largo	3760 mm
Ancho	1829 mm
Alto	1588 mm
Peso	1763 kg

Figura 23: Compresor Sullair modelo 375Q.

- Se prevé la compra de un furgón Renault Master usado para el transporte del personal al yacimiento una vez por semana.
- Se adquirirá una cisterna de combustible (Figura 24) con capacidad de 10.000 litros con el fin de abastecer los consumos diarios de toda la maquinaria.



Figura 24: Cisterna de combustible, capacidad 10.000 l.

- Se adquirirán 12 mazas de 8 kg para los clasificadores manuales, de esta manera se contará con un juego de repuesto ante cualquier eventualidad. (Figura 25).



Figura 25: Mazas para marroneo de 8 Kg.

- Elementos de protección para todo el personal (Figura 26). El mismo consta de 2 juegos completos por año por persona, consistente cada juego en un par de guantes, un par de botas, casco, gafa, pantalón, camisa, buzo y en cuanto a la campera de abrigo ésta será otorgada cada dos años.



Figura 26: Elementos de protección personal.

Detalle		Cantidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)	Observaciones
Estudio Geológico	Viaje de Campo	-	-	44.000	Campaña de 6 días.
	Análisis Químicos	-	-	6.000	Espectometría de fluorescencia de rayos X
Alojamiento para el personal	Casilla rodante	1	100.750,0	100.750	Para uso de comedor y resguardo diurno.El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Inscripción del yacimiento		-	-	2.000	Arancel, trámite, boletín oficial,etc
Informe de impacto ambiental (I.A.A)		-	-	10.000	-
Pala Cargadora		2	1.085.000	2.170.000	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra
Carro de perforación minera		1	548.080	548.080	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Perforadores de roca semi-pesados		2	155.000	310.000	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Compresor 5.2 m ³		1	347.262	347.262	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Compresor 10 m ³		1	527.000	527.000	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Cisterna de combustible 10.000 l.		1	116.250	116.250	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Furgón Renault master usada		1	248.000	248.000	El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
Herramientas, ropa y equipo de trabajo		11	3.000	33.000	Martillos, palas, picos, marrones de 8 Kg, guantes, cascos, mamelucos, etc.

Tabla 17: Costos de pre-inversión e inversión.

Costos de producción (cuadro 23)

- Mano de obra

El salario de los empleados se calcula según el convenio de la Asociación Obrera Minera Argentina (AOMA), que establece diferentes remuneraciones mensuales según la categoría a la cual pertenezca cada empleado. Además se tuvieron en cuenta las cargas sociales que totalizan un 50% de su valor.

Para este proyecto se contratarán dos maquinistas de pala mecánica, un perforista, un ayudante de perforista y 7 clasificadores de minerales. La cantidad de clasificadores manuales se obtiene sabiendo que, el promedio mensual de toneladas a cargar sobre camión es de 1.900 y que cada uno de éstos clasificadores puede en condiciones normales clasificar un promedio de 250 toneladas mensuales.

A este personal se lo contratará por todos los meses que se estipula durará el proyecto, es decir, 50 meses y las remuneraciones serán ajustadas tomando como referencia los convenios colectivos de ámbito estatal para las industrias extractivas (Tabla 18).

Mensualizados	Sueldo (\$) Sep.-15'	Observaciones	Cantidad
A	8.858,77	Perforista, Maquinista de pala mecánica.	3
B	8.494,56	Ayudante de perforista.	1
C	8.250,63	Clasificador de minerales.	7

Tabla 18: Salario mensualizados.

- Combustibles

Los costos de combustible de cada una de las máquinas fueron calculados por hora de trabajo según información brindada por los fabricantes (Tabla 19).

Maquinaria	Consumo de litros/hora
Pala Cargadora Changlin 2M ³	10
Compresor Sullair 185Q 5,2 m ³	5
Compresor Sullair 375Q 10.6 m ³	10

Tabla 19: Consumo de combustible por máquina.

- Mantenimiento

Fue calculado el mantenimiento de cada máquina en dólares por hora de uso debido a que muchos de los repuestos y suministros son importados. (Tabla 20).

- Pala cargadora

	U\$\$/hora
Mantenimiento	2
Cubiertas	2
Costo reparación	6
Desgaste piezas	2
Total	12

- Vagón perforador

	U\$\$/hora
Mantenimiento	2
Costo reparación	10
Desgaste piezas	5
Total	17

- Compresor Sullair 375Q

	U\$\$/hora
Mantenimiento	2
Costo reparación	4
Desgaste piezas	2
Total	8

- Compresor Sullair 185Q

	U\$\$/hora
Mantenimiento	1
Costo reparación	2
Desgaste piezas	1
Total	4

Tabla 20: Mantenimiento de la maquinaria.

- Servicio de voladura

El servicio de voladura será tercerizado a la empresa Exploservice donde la cotización viene dada según los datos que se presentan en la Tabla 21.

Explosivos	Precio unitario (U\$\$)
Gelamon 65% 50 mm	u\$\$s 5.46/Kg
Anfo Premium granulado	u\$\$s 1.90/Kg
Cordón detonante 5 gr/m	u\$\$s 0.55/m
Retardos	u\$\$s 5.40 c/u
Mecha lenta	u\$\$s 0.50/m
Detonador común nº8	u\$\$s 0.55 c/u
Operario por carga	u\$\$s 100
Pick up carga peligrosa	u\$\$s 1.80/Km

Tabla 21: Costo del servicio de voladura.

- Costos para la extracción del estéril

Tal como se detalló en las etapas del proceso minero, existe un gran volumen de material estéril que no será comercializado y que debe ser volado, removido y depositado en el lugar estipulado para este material. Todo este movimiento de material implicará costos considerables tanto en combustibles para los compresores y para las palas cargadoras, mantenimiento de las maquinarias, sueldos para empleados, el costo del servicio de voladura de esta material, brocas utilizadas en las perforaciones y amortización de las maquinarias. Todos estos gastos fueron contemplados para cada una de las 5 etapas por separado, debido a

que existen etapas más demandantes que otras en cuanto a qué maquinaria será necesaria, la cantidad de horas que esas máquinas tendrán que trabajar, la cantidad de obreros involucrados, la cantidad de explosivos que tendrán que ser usados y la cantidad de brocas necesarias para perforar ese material, entre otros. Se remite al lector al anexo IV para observar los detalles de los costos exactos de extracción en cada una de las etapas. Al igual que en el apartado de rentabilidades, a modo de síntesis se expone a continuación el costo unitario promedio para la extracción de una tonelada de material estéril (Tabla 22).

Estéril	Costo por tonelada (\$)
Gastos de combustible	21,76
Mantenimiento	34,08
Personal	40,63
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,52
Aceros de perforación	1,26
Total	152,04

Tabla 22: Costos unitarios promedio para la extracción de material estéril.

- Depreciación de bienes

Se ha estimado un valor de depreciación de bienes promedio de u\$s 2 por tonelada de mineral, en ella se tiene en cuenta a todas las maquinarias involucradas en el proceso extractivo.

- Brocas R32

Para realizar las perforaciones previas al volado del material se utilizará un tipo de brocas especial y adecuado para este tipo de materiales. Es sabido que la broca de botones es más eficiente en cuanto a perforación de roca se refiere ya que cada uno de los botones ofrece un punto de contacto, e impacto, sobre la roca.

Se estima que cada broca posee una vida útil de 400 metros lineales perforados y la cotización es de \$3.488 por broca nueva. Puede contemplarse a futuro la idea de que los botones de estas brocas sean afilados para su re utilización, aunque para este proyecto no fue tenido en cuenta ese caso.



Figura 27: Brocas tipo "botón".

- Aceros de perforación

Además de las anteriormente detalladas brocas R32, se necesitaran un conjunto de herramientas para las tareas de perforación previas al volado, estas incluyen: Tres juegos de tres Barras R32 de 2,4 metros de longitud cada una por año, tres cuplas R32 por año y un juego de barrenos de 0,6, 1,20 y 1,80 metros por año.

- Los gastos de pago del canon minero se rigen en función de lo establecido en el Código de Minería de la Nación. Se paga en función de la cantidad de pertenencias que posea el yacimiento. En el caso en cuestión, el área abarcada por el yacimiento Rey David corresponde a una pertenencia y es de \$320 anuales.

- Se tuvo en cuenta además el capital de trabajo. Se lo considera como el monto de dinero que debe disponerse para poder afrontar los gastos de explotación como de comercialización antes de cobrar por el material producido. Una vez que estos ingresos son percibidos los costos se financian con el mismo proyecto, ya que se supone la reinversión de los fondos en todos los períodos durante la vida útil del proyecto. De esta manera el capital de trabajo se calculó de manera estimativa como los costos operativos de un período de producción, para el cual no se tienen en cuenta las depreciaciones de los bienes. Este valor, al ser periódicamente reinvertido, se recupera al final del proyecto, en el mes nº 50.

Detalle		Cantidad	Costo Unitario (\$)	Costo Total (\$)	Observaciones
Mano de obra	Clase				Los sueldos son acordes con los convenios colectivos de trabajo establecidos por la AOMA más las cargas sociales que representan un 50 %.
	A	3	8.858,8	39.864,5	
	B	1	8.494,6	12.741,8	
	C	7	8.250,6	86.631,6	
Viáticos del personal		11	100,0	26.400,0	Total de viáticos establecidos por persona por mes.
Voladura		-	-	22,8	Precio por tonelada.
Brocas		-	3.487,5	-	El rendimiento de cada una es en promedio de 400 metros lineales de perforación.
Drepreciación de bienes	Casilla rodante	-	-	1.007,5	Las depreciaciones no se incluyen en el total de los egresos, y por lo tanto en el cálculo de los flujos netos de cada período. El valor residual al final del proyecto es el 50% del valor de compra.
	Herramientas y maquinarias	1% mensual	-	39.023,4	
		1% mensual			
Traffic	1% mensual	-	2.480,0		
Transporte de personal	Traffic	50	14,2	711,5	Costo de 50 litros de combustibles. Suficientes para un mes. A precio combustible YPF (\$12,15)
Combustibles	Reservas	-	-	18,9	Es el consumo promedio de combustible por tonelada.
	Esteril	-	-	21,8	
Mantenimiento		-	-	28,9	El costo de mantenimiento y reparación es de 28,9 \$/t en promedio.
Canon minero		-	-	320,0	Costo anual

Tabla 23: Costos de producción.

8.10 - Localización del proyecto

Para determinar la localización óptima no se tienen en cuenta los factores influyentes ya que al estar en presencia de un proyecto minero la localización del mismo será en el lugar donde se encuentre la manifestación mineral. En el caso del corriente proyecto la localización del yacimiento fue objeto de análisis en el estudio geológico que se realizó previamente, con el objetivo de localizar el depósito mineral más conveniente. Estos factores son comúnmente denominados como “factores locacionales” y los ejemplos más comunes de estos parámetros son: Costos del transporte de materia prima, disponibilidad y calificación de la mano de obra, disponibilidad de infraestructura industrial (agua, energía eléctrica, gas natural, etc.) para el caso de la molienda, incentivos fiscales, y condiciones climáticas y ambientales.

No obstante, la localización del yacimiento se ubica en una zona geográfica bastante accesible y relativamente cercana al mercado potencial, que no generará costos de inversión inicial, costos fijos y de transporte demasiado elevados en lo referido a mejoramiento y mantenimiento de vías de acceso y gastos de combustible. Además, se cuenta con numerosas poblaciones aledañas en donde puede hallarse mano de obra calificada y no calificada para los trabajos que deben realizarse. En el caso de este proyecto se tiene pensado contratar a personal de la localidad de Las Aguadas, situada a 6 km del área y zonas aledañas.

8.11 - Rentabilidad

La rentabilidad fue calculada para cada etapa del proceso productivo por separado dado que los precios del mineral, costos de producción y volúmenes a extraer son diferentes entre sí y presentan pequeñas variaciones. Esto ocurre debido a que, si bien la mayoría de los costos son unitarios, algunos de ellos, como la amortización de la maquinaria, gastos de combustible, mantenimiento y reparación, varían dependiendo de las máquinas utilizadas y el tiempo y forma en que se las prevé utilizar. Es por ello que los datos de rentabilidad para cada una de las etapas son expuestos en detalle en el anexo III.

A continuación se presentarán las rentabilidades medias para cada mineral a modo de referencia. Para su cálculo se tuvieron en cuenta variables como el precio de venta del mineral, costos de mantenimiento y reparación de todas las maquinarias que serán utilizadas en cada una de las etapas; mano de obra, estipulada según el sueldo que le corresponde a cada empleado de acuerdo al cargo que ocupe; el gasto de brocas necesarias para la etapa de perforación previa a la voladura; depreciación de los bienes; servicio de voladura que es tercerizado; gastos varios en donde se incluyen gastos de papelería y sueldo del administrador; impuesto al cheque que significa una recarga adicional estimada según los plazos de los cheques por cobrar; ingresos brutos de un 4% e impuestos a las ganancias equivalente al 35% establecido por ley nacional. Una vez estipuladas estas variables se obtiene la rentabilidad neta de cada mineral, en las tablas 24, 25, 26 y 27 se expresan en valores monetarios y percentiles cada una de estas variables.

Cuarzo	Por tonelada	%	Albita	Por tonelada	%
Precio de venta	600,00	100	Precio de venta	470,00	100
Gasto Combustible	18,86	3,14	Gasto Combustible	18,92	4,03
Mantenimiento y reparación	25,12	4,19	Mantenimiento y reparación	27,49	5,85
Mano de obra	54,45	9,07	Mano de obra	56,33	11,98
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,11
Aceros de perforación	1,26	0,21	Aceros de perforación	1,26	0,27
Depreciación de bienes	31,00	5,17	Depreciación de bienes	31,00	6,60
Servicio de voladura	22,79	3,80	Servicio de voladura	22,79	4,85
Gastos 5%	30,00	5,00	Gastos 5%	23,50	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	7,20	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	5,64	1,20
Ingresos Brutos (4%)	24,00	4,00	Ingresos Brutos (4%)	18,80	4,00
Sumatoria de gastos	215,19	-	Sumatoria de gastos	206,24	-
Rentabilidad Bruta	384,81	64,13	Rentabilidad Bruta	263,76	56,12
Impuesto a las Ganancias (35%)	134,68	22,45	Impuesto a las Ganancias (35%)	92,31	19,64
Rentabilidad Neta	250,12	41,69	Rentabilidad Neta	171,44	36,48

Tabla 24: Rentabilidad media Cuarzo.

Tabla 25: Rentabilidad media Albita.

Fks en bloque	Por tonelada	%	Fks Gráfico	Por tonelada	%
Precio de venta	570,00	100	Precio de venta	515,00	100
Gasto Combustible	18,92	3,32	Gasto Combustible	18,86	3,66
Mantenimiento y reparación	27,49	4,82	Mantenimiento y reparación	25,12	4,88
Mano de obra	56,33	9,88	Mano de obra	54,45	10,57
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,10
Aceros de perforación	1,26	0,22	Aceros de perforación	1,26	0,24
Depreciación de bienes	31,00	5,44	Depreciación de bienes	31,00	6,02
Servicio de voladura	22,79	4,00	Servicio de voladura	22,79	4,42
Gastos 5%	28,50	5,00	Gastos 5%	25,75	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	6,84	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	6,18	1,20
Ingresos Brutos (4%)	22,80	4,00	Ingresos Brutos (4%)	20,60	4,00
Sumatoria de gastos	216,44	-	Sumatoria de gastos	206,52	-
Rentabilidad Bruta	353,56	62,03	Rentabilidad Bruta	308,48	59,90
Impuesto a las Ganancias (35%)	123,74	21,71	Impuesto a las Ganancias (35%)	107,97	20,96
Rentabilidad Neta	229,81	40,32	Rentabilidad Neta	200,51	38,93

Tabla 26: Rentabilidad media Fks en bloque.

Tabla 27: Rentabilidad media Fks gráfico.

Tomando como referencia los datos porcentuales anteriormente presentados en las Tablas 24, 25, 26 y 27, se los graficó con el objetivo de poder observar claramente cuáles son los minerales que mayor rentabilidad dejarán al proyecto (Figura 28). De este análisis se observa que claramente el Cuarzo, el Feldespato en bloque y el de textura gráfica son los minerales que revisten mayor importancia desde el punto de vista económico. No obstante, se observa que la Albita también arroja muy buenos porcentajes de rentabilidad, lo cual le confiere un interés particular teniendo en cuenta que la pegmatita Rey David posee grandes volúmenes de este mineral. Además, los gráficos circulares permiten la comparación entre las variables de manera gráfica y ello facilita al lector saber en cuáles de ellas se gasta la mayor cantidad de dinero, en cuál de ellas se está invirtiendo más de lo debido y poder así efectuar ajustes o buscar otras alternativas de explotación que arrojen mejores dividendos.

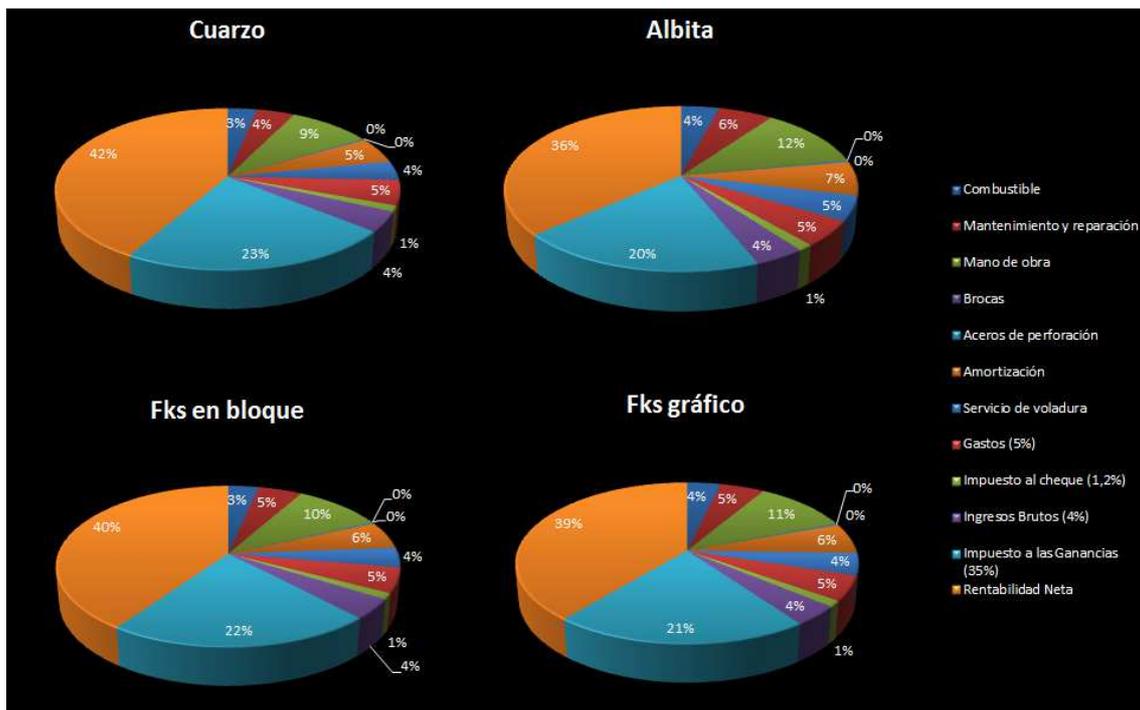


Figura 28: Gráficos circulares utilizados para la comparación de las variables que intervienen en la rentabilidad de cada mineral.

8.12 - Tamaño del proyecto

Cuando se habla del tamaño en cualquier proyecto de inversión se hace referencia a la capacidad que el mismo tendrá para producir bienes o servicios en función de una unidad de tiempo determinada. El ritmo de explotación de un yacimiento de este tipo se ve influenciado por distintos factores. Este parámetro estimado en el estudio de mercado es el tamaño del proyecto y viene dado por las reservas del yacimiento, equipamiento y principalmente la demanda que posee el producto. Por otro lado, también influyen los demás productores y el grado de apertura del mercado en el que se quiere insertar el producto. Son estos los principales factores que determinan el tamaño del proyecto.

En base a los estudios previos se determinó un tamaño de proyecto promedio de 2.700 toneladas mensuales de producción, operando en condiciones normales, con los factores elegidos y tratando de incurrir en el mínimo costo unitario posible.

9. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO

En este trabajo, la evaluación del proyecto de inversión se realizó mediante la confección de flujos de fondos. Estos flujos de fondos son cuadros de doble entrada donde en las columnas se detallan los períodos de tiempo y en las filas se detallan los ingresos y egresos del negocio a considerar. En el presente proyecto, los períodos contemplados son mensuales, totalizando 50 meses, que es la vida útil del presente proyecto.

Los ingresos del proyecto corresponden principalmente a la venta de mineral a la molienda. Se calculó en función de los precios a los cuales Piedra Grande SAMICaYF compra los feldespatos y el cuarzo. Los ingresos, a diferencia de los egresos, comienzan a computarse una vez finalizado el primer mes, debido a que se cobra a mes vencido. También se consideraron como ingresos una vez finalizado el proyecto a la venta de la casilla rodante, los dos compresores neumáticos, los taladros manuales (perforadores de roca semi pesado PR-34) y las dos palas cargadoras.

Por su parte, los egresos corresponden a los costos de pre-inversión relacionados con el estudio geológico, y a los costos de inversión correspondientes a la compra de toda la maquinaria, ambos computados en el período inicial. Los egresos también contemplan los numerosos costos de producción detallados en apartados anteriores que se tendrán durante los 50 meses siguientes. En ellos se puede notar que en este tipo de proyectos los costos más representativos corresponden a la compra de toda la maquinaria especializada y que se corresponden con los costos de inversión, mientras que una vez en etapa de producción las erogaciones más significativas corresponden al sueldo para el personal, combustibles, servicio de voladura, mantenimiento y reparación de la maquinaria.

Cabe destacar que en las cercanías del cuerpo pegmatítico estudiado existen otros de similares características y que permitirían extender la vida útil del proyecto sin incurrir nuevamente en grandes costos de inversión, optimizando toda la maquinaria, diluyendo de esta manera la inversión inicial y aumentando considerablemente los ingresos.

De la diferencia entre los ingresos menos los egresos se obtienen los flujos netos de cada período.

Antes del inicio de cualquier proyecto debe evaluársele económicamente, por lo tanto todo egreso e ingreso estimado a futuro se los debe actualizar al período inicial. Para ello se utiliza una tasa de descuento, tasa de interés o tasa mínima aceptable de rendimiento, que es el valor que se le aplicará a cada flujo neto para descontarlo al presente, o sea al período inicial y se relaciona también con la mínima rentabilidad que los inversores pretenden obtener del proyecto. A partir de esta actualización se obtienen los flujos netos descontados. Para este caso, la tasa de descuento estimada es del 3% mensual, que es igual a lo que banco ofrece a cambio de dejar los fondos guardadas en un plazo fijo. Depende entre otras cosas, del riesgo del proyecto, la tasa de interés del mercado y los costos de financiamiento del proyecto. Para el caso que la decisión sea solicitar un préstamo bancario se tomó en cuenta una tasa de interés mensual del 4%, que es lo que el banco cobra por prestar el dinero.

Con la finalidad de evaluar distintas alternativas de financiamiento, se llevaron a cabo tres flujos de fondos con tres evaluaciones en paralelo: uno de ellos considerando que los fondos necesarios para la compra de maquinaria y puesta en marcha del proyecto serán propios (Tabla 28), otro en el que se solicitará un préstamos bancario equivalente al 50% de la inversión total inicial (Tabla 29), y otro en el que el préstamos bancario sea equivalente al 100% de la inversión total inicial. Para los últimos dos casos se utilizó una misma tasa de interés fijada por el banco. (Tabla 30).

La evaluación de la rentabilidad del proyecto se realizará en base a la tasa de descuento previamente definida. Para dicha evaluación se utilizarán tres parámetros, el valor actual neto (VAN), la tasa interna de retorno (TIR) y el coeficiente de rentabilidad (CR).

9.1 - Valor actual neto (VAN)

El VAN es un parámetro económico por el cual se realiza la evaluación del proyecto. Consiste en la suma algebraica de los flujos netos correspondientes a todos los meses o períodos del proyecto, descontados al período inicial. La fórmula matemática se expresa de la siguiente manera:

$$VAN = I_0 + \sum FN_n / (1 + i)_0$$

Donde,

I_0 : Inversión inicial.

n : Número del período o mes.

FN_n : Flujo neto del período n (desde el 1 al 50).

i : Tasa de descuento del proyecto (3% mensual).

Por lo tanto, su expresión es un valor monetario que puede ser positivo, negativo o cero, el cual se acepta en el primer caso y se rechaza si es negativo o cero.

Para el proyecto en cuestión se consideró razonable utilizar una tasa de descuento del 36% anual (3% mensual) tanto para el análisis efectuado sin financiación como para los financiados. El VAN obtenido para el caso en que el financiamiento sea con capitales propios es de \$2.686.408,8 (Tabla 27), para cuando el 50% de los fondos sean otorgados mediante préstamo bancario es de \$2.755.518,8, mientras que el VAN obtenido para el caso en que el 100% de los fondos sean otorgados mediante préstamo bancario es de \$2.889.221,4. (Tabla 28). Esta diferencia a favor de los proyectos con financiación bancaria se debe a que los intereses del préstamo se pueden deducir del resultado bruto de cada uno de los períodos (ingresos - egresos) y como el impuesto a las ganancias se paga desde ese monto, lo que finalmente se termina abonando es menor. Además, al no tener que efectuar erogaciones muy costosas al principio del proyecto, la actualización de los mismos costos al período inicial reduce el valor de esos egresos significativamente.

Los valores obtenidos permiten estimar una buena rentabilidad del proyecto para los tres casos.

9.2 - Tasa Interna de Retorno (TIR)

Se trata de otro parámetro utilizado para la evaluación del proyecto. Consiste en buscar una tasa de descuento para el cual el VAN se iguala a cero, o sea, que la suma de las inversiones iniciales sea igual a la sumatoria de los flujos netos descontados.

Este parámetro representa la tasa de descuento máxima que puede un inversor pagar sin perder dinero, siempre y cuando los fondos se reinviertan período a período en el proyecto. Es una de las herramientas más importantes y utilizadas a la hora de evaluar un proyecto de inversión.

La metodología más común para obtener la TIR es por prueba y error, dándole sucesivos valores a la tasa de descuento hasta que el VAN se hace cero.

De esta manera, para el caso en que los fondos sean propios, se obtuvo un valor de la TIR anual de 63,8% (interés compuesto, es decir que los intereses se van re capitalizando periodo a periodo) o 5,3% mensual. Mientras que para el caso en donde el 50% de los fondos son prestados se obtuvo una TIR anual de 59,2% o 4,9% mensual y para aquel en donde la totalidad de los fondos son provenientes de préstamo bancario es de 48,2% anual o 4% mensual. Esta diferencia es debida a que en el primero de los casos las ganancias se obtendrán al finalizar el primer mes de explotación, mientras que las ganancias para el segundo y tercer caso se comenzarán a obtener luego de pagar la deuda y los intereses de la misma a partir del período nº 11 y nº 26 respectivamente y es por ello que las ganancias se verán licuadas al ser actualizadas al período nº1. No obstante, los tres valores permiten la aceptación del proyecto ya que los valores obtenidos son mayores a la tasa de descuento utilizada (3%).

9.3 - Coeficiente de rentabilidad (CR)

Es un índice que relaciona el VAN y la inversión inicial del proyecto, comparando en forma rápida ambos valores, lo cual otorga un análisis más preciso del VAN. La ecuación se expresa de la siguiente manera:

$$CR = VAN/I_0$$

Se obtiene al dividir el VAN con el flujo neto del primer y segundo período. Considerando que el VAN obtenido para los tres casos es muy similar y que la diferencia entre los casos extremos (aquel de capitales propios con respecto al completamente financiado a través de un préstamo bancario) varía solo alrededor del 7,5% y que al ser calculados bajo una misma inversión inicial el CR que se obtiene es muy similar para los tres casos. Teniendo en cuenta esto, se obtuvo para el primero de los casos en donde el capital sea propio un CR igual a 0,61, para el caso de un financiamiento del 50% un CR de 0,62 y para cuando los capitales sean completamente prestados un CR de 0,65. Eso significa que por cada peso invertido se va a obtener 0,61, 0,62 y 0,65 pesos de ganancia, luego de recuperar la inversión. Dichos valores significan que la inversión inicial supera al VAN. No obstante, además de recuperarse la inversión realizada las ganancias extras actualizadas al período cero representarían un valor cercano al 60% de la inversión inicial.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
INGRESOS																			
Piedra Grande La Toma.		-	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	989.361	375.366	907.915	907.915	907.915
Valor residual casilla.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Renault master.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Palas cargadoras.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual vagón perforador.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 375Q.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 185Q.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual cisterna de combustible.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual perforadores de roca semipesados.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL INGRESOS	0	0	989.361	375.366	907.915	907.915	907.915												
EGRESOS																			
Costos de preinversión	50.000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Estudio geológico.	50.000																		
Costos de inversión	4.367.342	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Compresor sullair 375Q.	527.000																		
Compresor sullair 185Q.	347.262																		
Cisterna de combustible.	116.250																		
Perforadores de roca semipesados.	310.000																		
Casilla.	100.750																		
Renault master.	248.000																		
Palas cargadoras.	2.170.000																		
Vagón perforador.	548.080																		
Costos de producción		410.418	459.886	309.046	438.486	465.113	465.113												
Mano de obra y viáticos	-	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638
Servicio de voladura	-	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	11.052	76.694	76.694	76.694	76.694
Combustible	-	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	44.398	65.600	65.600	65.600	65.600
Mantenimiento	-	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	34.224	106.020	106.020	106.020	106.020
Canon minero	-	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27
Brocas	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	252	1.750	1.750	1.750	1.750
Aceros de perforación	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988
Gastos Administrativos	0	0	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	49.468	18.768	45.396	45.396	45.396
TOTAL EGRESOS	4.417.342	410.418	459.886	309.046	438.486	465.113	465.113												
Ingresos - Egresos	4.417.342	410.418	529.475	680.315	63.120	442.802	442.802												
Imp. A los Ingresos Brutos (4%)	0	0	39.574	15.015	36.317	36.317	36.317												
Imp. A las Ganancias	0	-143.646	185.316	238.110	-22.092	154.981	154.981	154.981											
Imp. al Cheque	0	0	11.872	4.504	10.895	10.895	10.895												
Flujo Neto	4.417.342	266.771	292.712	390.758	60.547	240.610	240.610												
Flujo Neto descontado.	4.417.342	259.001	275.909	267.873	260.071	252.496	245.142	238.002	231.070	224.340	217.805	211.462	205.302	199.323	258.337	38.863	149.940	145.573	141.333

VAN	2.686.408,78
TIR Mensual (%)	5,32
TIR Anual	63,84
CR	0,61

19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	331.350	331.350	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	907.915	331.350	331.350	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414	1.178.414
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	318.583	289.755	423.570	465.923	465.923	465.923	465.923	465.923	465.923
165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638	165.638
76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	15.927	15.927	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694	76.694
65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	65.600	47.813	47.813	62.185	62.185	62.185	62.185	62.185	62.185	62.185
106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	106.020	39.432	39.432	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720	96.720
27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27
1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	363	363	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750	1.750
3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988	3.988
45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	45.396	16.568	16.568	58.921	58.921	58.921	58.921	58.921	58.921	58.921
465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	465.113	318.583	289.755	423.570	465.923	465.923	465.923	465.923	465.923	465.923
442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	442.802	589.332	41.595	92.220	712.491	712.491	712.491	712.491	712.491	712.491
36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	36.317	13.254	13.254	47.137	47.137	47.137	47.137	47.137	47.137	47.137
154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	154.981	206.266	14.558	-32.277	249.372	249.372	249.372	249.372	249.372	249.372
10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	10.895	3.976	3.976	14.141	14.141	14.141	14.141	14.141	14.141	14.141
240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	240.610	335.854	9.806	77.173	401.842	401.842	401.842	401.842	401.842	401.842
137.216	133.220	129.339	125.572	121.915	118.364	114.916	111.569	108.320	105.165	102.102	99.128	96.241	130.425	3.697	28.249	142.808	138.648	134.610	130.689	126.883	123.187

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
INGRESOS																			
Piedra Grande La Toma.	-	-	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	375.365,5	907.915,0	907.915,0	907.915,0
Valor residual casilla.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Renault master.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Palas cargadoras.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual vagón perforador.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 375Q.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 185Q.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual cisterna de combustible.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual perforadores de roca semipesados.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL INGRESOS	0,0	0,0	989.361,0	375.365,5	907.915,0	907.915,0	907.915,0												
EGRESOS																			
Costos de preinversión	50.000,0																		
Estudio geológico.	50.000,0																		
Costos de inversión	4.367.342,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Compresor sullair 375Q.	527.000,0																		
Compresor sullair 185Q.	347.262,0																		
Cisterna de combustible.	116.250,0																		
Perforadores de roca semipesados.	310.000,0																		
Casilla.	100.750,0																		
Renault master.	248.000,0																		
Palas cargadoras.	2.170.000,0																		
Vagón perforador.	548.080,0																		
Costos de producción		498.764,4	554.716,4	563.959,3	536.470,9	526.753,6	516.783,7	506.554,6	496.059,5	485.291,5	474.243,6	462.908,4	459.885,6	459.885,6	309.046,1	438.485,8	465.113,3	465.113,3	465.113,3
Mano de obra y viáticos.	-	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9
Servicio de voladura.	-	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	11.051,6	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3
Combustible.	-	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	44.397,6	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3
Mantenimiento.	-	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	34.224,0	106.020,0	106.020,0	106.020,0	106.020,0
Canon minero.	-	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7
Brocas	-	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	252,2	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3
Aceros de perforación	-	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0
Gastos Administrativos	0,0	0,0	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	18.768,3	45.395,8	45.395,8	45.395,8
Intereses por préstamos	0,0	88.346,8	94.830,8	104.073,7	76.585,3	66.868,0	56.898,1	46.669,0	36.173,9	25.405,9	14.358,0	3.022,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
TOTAL EGRESOS	4.417.342,0	498.764,4	554.716,4	563.959,3	536.470,9	526.753,6	516.783,7	506.554,6	496.059,5	485.291,5	474.243,6	462.908,4	459.885,6	459.885,6	309.046,1	438.485,8	465.113,3	465.113,3	465.113,3
Ingresos - Egresos	-4.417.342,0	-498.764,4	434.644,6	425.401,7	452.890,1	462.607,4	472.577,3	482.806,4	493.301,5	504.069,5	515.117,4	526.452,6	529.475,4	529.475,4	680.314,9	-63.120,3	442.801,7	442.801,7	442.801,7
Imp. A los Ingresos Brutos (4%)	0,0	0,0	39.574,4	15.014,6	36.316,6	36.316,6	36.316,6												
Imp. A las Ganancias	0,0	-174.567,5	152.125,6	148.890,6	158.511,5	161.912,6	165.402,1	168.982,2	172.655,5	176.424,3	180.291,1	184.258,4	185.316,4	185.316,4	238.110,2	-22.092,1	154.980,6	154.980,6	154.980,6
Imp. al Cheque	0,0	0,0	11.872,3	4.504,4	10.895,0	10.895,0	10.895,0												
Flujo Neto	-4.417.342,0	-324.196,8	231.072,2	225.064,4	242.931,8	249.248,0	255.728,5	262.377,4	269.199,2	276.198,4	283.379,6	290.747,4	292.712,2	292.712,2	390.757,9	-60.547,2	240.609,5	240.609,5	240.609,5
Financiación del periodo	2.208.671,0	162.098,4																	
Financiación acumulada																			
Devolución de Préstamo			-231.072,2	-225.064,4	-242.931,8	-249.248,0	-255.728,5	-262.377,4	-269.199,2	-276.198,4	-283.379,6	-75.570,0							
Saldo de préstamo	2.208.671,0	2.370.769,4	2.139.697,2	1.914.632,8	1.671.701,0	1.422.453,0	1.166.724,6	904.347,2	635.147,9	358.949,5	75.570,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Flujo Neto descontado.	-2.208.671,0	-157.377,1	0,0	155.448,8	205.302,5	199.322,8	258.337,0	-38.863,0	149.939,9	145.572,7	141.332,7								
VAN	2.755.518,82																		
TIR Mensual	4,93																		
TIR Anual	59,17																		
CR	0,62																		

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
INGRESOS																			
Piedra Grande La Toma.		-	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	989.361,0	375.365,5	907.915,0	907.915,0	907.915,0
Valor residual casilla.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Renault master.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual Palas cargadoras.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual vagón perforador.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 375Q.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual compresor sullair 185Q.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual cisterna de combustible.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Valor residual perforadores de roca semipesados.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL INGRESOS	0,0	0,0	989.361,0	375.365,5	907.915,0	907.915,0	907.915,0												
EGRESOS																			
Costos de preinversión	50.000,0																		
Estudio geológico.	50.000,0																		
Costos de inversión	4.367.342,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Compresor sullair 375Q.	527.000,0																		
Compresor sullair 185Q.	347.262,0																		
Cisterna de combustible.	116.250,0																		
Perforadores de roca semipesados.	310.000,0																		
Casilla.	100.750,0																		
Renault master.	248.000,0																		
Palas cargadoras.	2.170.000,0																		
Vagón perforador.	548.080,0																		
Costos de producción		587.111,2	651.844,2	658.561,7	638.583,7	631.521,3	624.275,4	616.841,0	609.213,4	601.387,4	593.358,0	585.119,8	576.667,4	567.995,2	408.258,1	524.647,0	555.936,5	548.673,6	541.221,7
Mano de obra y viáticos.	-	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9	165.637,9
Servicio de voladura.	-	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3	11.051,6	76.694,3	76.694,3	76.694,3	76.694,3
Combustible.	-	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3	44.397,6	65.600,3	65.600,3	65.600,3	65.600,3
Mantenimiento.	-	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	96.720,0	34.224,0	106.020,0	106.020,0	106.020,0	106.020,0
Canon minero.	-	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7	26,7
Brocas		1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3	252,2	1.750,3	1.750,3	1.750,3	1.750,3
Aceros de perforación		3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0	3.988,0
Gastos Administrativos	0,0	0,0	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	49.468,1	18.768,3	45.395,8	45.395,8	45.395,8
Intereses por prestamos	0,0	176.693,7	191.958,6	198.676,1	178.698,1	171.635,8	164.389,8	156.955,4	149.327,8	141.501,8	133.472,4	125.234,2	116.781,8	108.109,6	99.212,0	86.161,2	90.823,2	83.560,3	76.108,5
TOTAL EGRESOS	4.417.342,0	587.111,2	651.844,2	658.561,7	638.583,7	631.521,3	624.275,4	616.841,0	609.213,4	601.387,4	593.358,0	585.119,8	576.667,4	567.995,2	408.258,1	524.647,0	555.936,5	548.673,6	541.221,7
Ingresos - Egresos	-4.417.342,0	-587.111,2	337.516,8	330.799,3	350.777,3	357.839,7	365.085,6	372.520,0	380.147,6	387.973,6	396.003,0	404.241,2	412.693,6	421.365,8	581.102,9	-149.281,5	351.978,5	359.241,4	366.693,3
Imp. A los Ingresos Brutos (4%)	0,0	0,0	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	39.574,4	15.014,6	36.316,6	36.316,6	36.316,6
Imp. A las Ganancias	0,0	-205.488,9	118.130,9	115.779,7	122.772,1	125.243,9	127.780,0	130.382,0	133.051,7	135.790,8	138.601,1	141.484,4	144.442,8	147.478,0	203.386,0	-52.248,5	123.192,5	125.734,5	128.342,6
Imp. al Cheque	0,0	0,0	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	11.872,3	4.504,4	10.895,0	10.895,0	10.895,0
Flujo Neto	-4.417.342,0	-381.622,3	167.939,2	163.572,8	176.558,5	181.149,0	185.858,9	190.691,2	195.649,2	200.736,1	205.955,2	211.310,0	216.804,1	222.441,0	326.270,1	-116.552,0	181.574,4	186.295,4	191.139,0
Financiación del período	4.417.342,0	381.622,3														116.552,0			
Financiación acumulada																			
Devolución de Préstamo			-167.939,2	-163.572,8	-176.558,5	-181.149,0	-185.858,9	-190.691,2	-195.649,2	-200.736,1	-205.955,2	-211.310,0	-216.804,1	-222.441,0	-326.270,1		-181.574,4	-186.295,4	-191.139,0
Saldo de préstamo	4.417.342,0	4.798.964,3	4.631.025,1	4.467.452,4	4.290.893,9	4.109.744,9	3.923.886,0	3.733.194,8	3.537.545,6	3.336.809,6	3.130.854,4	2.919.544,3	2.702.740,3	2.480.299,3	2.154.029,1	2.270.581,1	2.089.006,7	1.902.711,3	1.711.572,3
Flujo Neto descontado.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
VAN	2.889.221,4																		
TIR Mensual	4,01																		
TIR Anual	48,15																		
CR	0,65																		

10. CONCLUSIONES

- La pegmatita Rey David presenta una composición granítica, con zonación interna simétrica.
- Se encuentra emplazada en el complejo metamórfico Conlara, compuesto por esquistos de dos micas.
- Presenta una morfología tabular a ovoidal, con una corrida total de 124 metros en dirección Norte – Sur y en su eje menor una longitud de 54 metros en dirección E-O. Según estos datos la relación axial calculada es de 2,3. El rumbo general del eje del cuerpo pegmatítico posee dirección aproximada Norte-Sur. Los contactos con los esquistos encajantes son netos y concordantes, con rumbos en general N-S y buzamientos entre 65 y 70 grados al E, aunque también han sido observados contactos discordantes y rectos cortando con alto ángulo la esquistosidad de la caja.
- El mapeo de detalle ha permitido determinar diferentes zonas dispuestas desde el borde hacia el centro denominadas como: Zona de borde, zona de pared, zona intermedia externa, zona intermedia interna, zona de núcleo y zonas de reemplazo metasomático tardío
- Sobre la base del mapeo de detalle fueron calculadas las reservas totales del yacimiento, divididas en reservas medidas e indicadas según el grado de conocimiento que se tiene sobre ellas.

Reservas medidas

Feldespatos Potásicos en bloque:	37.718,7 toneladas.
Albita:	35.874,5 toneladas
Feldespatos Gráficos:	2.178,2 toneladas.
Cuarzo:	1.122,0 toneladas.

Reservas indicadas

Zona de reemplazo metasomático:	16.850,7 toneladas.
Feldespatos Potásicos en bloque:	34.433,1 toneladas.
Feldespatos Gráficos:	0 toneladas.
Cuarzo:	0 toneladas.

- Para llevar a cabo la explotación del yacimiento se propusieron 5 etapas. Las etapas 1, 3 y 5 corresponden a profundización y extracción de mineral, mientras que las etapas 2 y 4 corresponden a voladura y profundización, sobre material estéril, de los accesos al interior de la cantera. Esta división permitiría aprovechar al máximo el capital disponible, incurriendo en el menor costo posible y maximizando y optimizando el tiempo de trabajo. Dicha división se efectuó en función de los niveles a alcanzar por cada una de ellas.

- Los análisis de laboratorio arrojaron los siguientes resultados, muy alentadores en cuanto a la calidad de los minerales que se pretenden comercializar:

- Muestra RD1 (Kfs gráfico) una ley de óxido de potasio de 10,50%, valor superior al hallado en la pegmatita "La Puntillosa" (9,34%) que actualmente se encuentra en explotación.
- Muestra RD4 (Kfs en bloque) una ley de óxido de potasio de 13,20%.
- Muestra RD3 (Qtz): Mineral de "primera" categoría, por contener un porcentaje de Fe de 0,02%.
- Muestra RD2 (Ab) ley de Na_2O (7,68%), Este mineral es de mejor calidad que el hallado en pegmatitas cercanas como la "Salomón" en donde se hallan valores cercanos a 4,73% de Na_2O , lo que lo ubica en la categoría de "albita pura".
- Muestra RD5 y RD6 ley de Na_2O cercanos al 6% y de K_2O cercanos al 4%, aunque con elevados valores de Fe y Mg.

- La totalidad de los costos han sido divididos en costos de preinversión, inversión y producción.

- Sobre la base del estudio realizado se concluye que el proyecto es económicamente rentable, ya que los parámetros VAN y TIR obtenidos son favorables. El valor de CR obtenido indica que la inversión inicial a realizar supera en un 40% al VAN.

- Con el fin de mejorar la rentabilidad del proyecto, se considera necesario evaluar la posibilidad de aumentar su vida útil mediante la explotación de cuerpos pegmatíticos aledaños y que sobre la base de observaciones realizadas en la zona poseen características similares a las del cuerpo estudiado, por lo que las condiciones de mercado

establecidas previamente podrían llegar a ser las mismas, conservándose los precios y comercializando con la misma molienda demandante.

- Cabe aclarar la gran influencia que revisten los costos de mano de obra, de mantenimiento y reparación de la maquinaria, combustibles, el servicio de voladura y también los impuestos que se aplican, tales como ingresos brutos e impuesto a las ganancias. Sin embargo, la gran mayoría de ellos son factores externos al productor o bien, en el caso del sueldo de los empleados viene dado por convenios y no pueden ser modificados. Si se desea abaratar los costos para obtener mayores ganancias se deberían evaluar diferentes alternativas de financiamiento para determinar cuál arroja mayores ganancias, sub-contratar a empresas de servicios de voladura que demanden menores gastos y tratar en lo posible de adquirir los mejores insumos que se pueda con el fin de no incurrir en grandes y costosas reparaciones repetidamente.

- Como recomendación para un probable inicio de actividades del proyecto a futuro, se cree estrictamente necesario que se lleve a cabo un relevamiento y análisis de detalle para un correcto y adecuado cierre de mina. Los costos de dichas tareas de remediación deberán ser costeados por quienes sean los responsables legales del yacimiento. Si bien en este trabajo el autor posee plena convicción de que la planificación y ejecución de las tareas de remediación son estrictamente necesarias para emprender el proyecto, esa evaluación no es objeto del presente estudio y excede los objetivos de un trabajo final de licenciatura. Por este motivo, la planificación y el cálculo de los costos que implican dichas tareas no han sido incluidos dentro del proyecto de inversión propuesto. No obstante, por las características fisiográficas del lugar, se recomiendan evaluar las siguientes alternativas de remediación como posibles usos futuros del sector luego de su cierre: reacondicionamiento como relleno sanitario de alguna localidad vecina, para actividades de piscicultura, o sector de recreación o esparcimiento, entre otras.

11. BIBLIOGRAFÍA

- Aceñolaza, F.G; Miller, H. 1982. "Early Paleozoic orogeny in southern South America". *Precambrian Research*, 17: 133-146.
- Demartis, E. 2005. "Consideraciones genéticas y análisis de prefactibilidad económica del yacimiento de cuarzo pegmatítico Otto XIX, sector central de la Sierra de Comechingones, Provincia de Córdoba". Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Río Cuarto (2005).
- Galliski, M.A. 1994a. La Provincia Pegmatítica Pampeana. 1: tipología y distribución de sus distritos económicos. *Revista de la Asociación Geológica Argentina* 49(1-2): 99-112.
- Galliski, M.A. 1994b. La Provincia Pegmatítica Pampeana. 2: metalogénesis de sus distritos económicos. *Revista de la Asociación Geológica Argentina* 49(1-2): 113-122.
- Galliski, M.A. 1996. "Las pegmatitas mineralizadas de las Sierras Pampeanas". *Ianigla*.
- Galliski, M.A. 1999. "Distrito pegmatítico Conlara, San Luis". *Recursos Minerales de la República Argentina* (Ed. E. O. Zappettini) Instituto de Geología y Recursos Minerales SEGEMAR, Anales 35: 365-368, Buenos Aires.
- Galliski, M.A.; Linares, E. 1999b. "New K-Ar muscovite ages from granitic pegmatites of the Pampean Pegmatite Province. 2° South American Symposium on isotope Geology". *Actas*: 63-67, Carlos Paz.
- Galliski, M.A.; Perino E.; Gásquez, J.; Marquez Zavalía, M.F.; Olsina, R. 1997. "Geoquímica de feldespatos potásicos y muscovitas como guía de exploración de pegmatitas graníticas de algunos distritos de la Provincia Pegmatítica Pampeana". *Revista de la Asociación Geológica Argentina* 52: 24-32.
- Leal, P.R; Hartmann, LA; Santos, J.O.S; Miró. R.C; Ramos, V.A. 2003. "Volcanismo postorogénico en el extremo norte de las Sierras Pampeanas Orientales: Nuevos datos geocronológicos y sus implicancias tectónicas". *Revista asociación geológica Argentina*. V.58 n.4 Buenos Aires Oct. /Dic.
- Miró, R.C. 1999. "El basamento Precámbrico-Paleozoico inferior de las Sierras Pampeanas, Famatina, Cordillera Oriental y Puna". Instituto de Geología y Recursos Minerales SEGEMAR, Anales 29 (6): 133-167, Buenos Aires, 1999.
- Ortiz Suárez, A; Casquet Martín, C. 2005. "Inversión metamórfica en el orógeno Famatiniano de la Sierra de San Luis, Argentina." *Geogaceta*, 38.

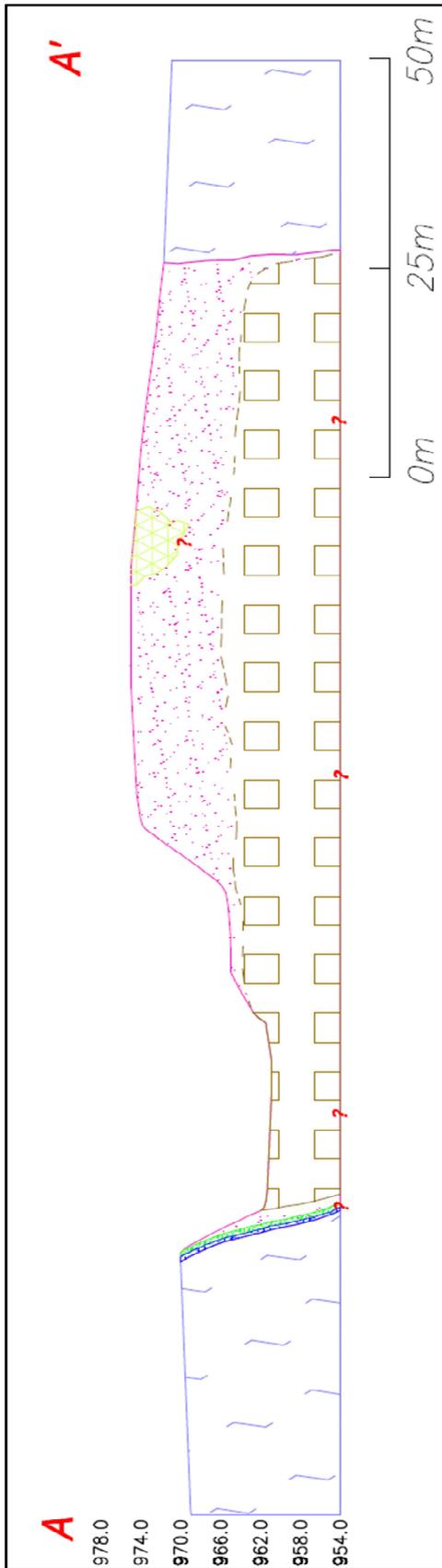
- Otamendi, J.E; Castellarini, P.A; Fagiano, A.H; Demichelis, A.H; Tibaldi, A.M. 2004. "Cambrian to Devonian Geologic Evolution of the Sierra de Comechingones, Eastern Sierras Pampeanas, Argentina: Evidence for the Development and Exhumation of Continental Crust on the Proto-Pacific Margin of Gondwana". *Gondwana Research*, V.7, nº4, pp. 1143-1155.
- Roquet, M.B. 2010. "Mineralogía, geoquímica, tipología y relación con los granitoides de las pegmatitas del grupo Villa Praga-Las Lagunas, distrito Conlara, Sierra de San Luis". Tesis doctoral, Universidad Nacional de Córdoba, (inédito), 435 p., Córdoba.
- Sato, A.M; Gonzalez, P.D; Llambías, E.J. 2003. "Evolución del orógeno Famatiniano en la Sierra de San Luis: Magmatismo de arco, deformación y metamorfismo de bajo a alto grado". *Revista de la Asociación geológica Argentina*, 58 (4): 487-504 (2003).
- Sims, J.P.; Skirrow, R.G.; Stuart-Smith, P.G.; Lyons, P. 1997. "Informe geológico y metalogenético de las Sierras de San Luis y Comechingones (provincias de San Luis y Córdoba), 1:250.000". Instituto de Geología y Recursos Minerales, Servicio Geológico Minero Argentino, Anales, 28, 148 p., Buenos Aires.
- Witkowski, N.; Cortona, O.; Demaris, M.; Coniglio, J. ; Ortiz Suarez, A.; Agote, F. ; Vallejos, G. ; Poggi, L. ; D'eramo, F. ; Pinotti, L. 2015. "Pegmatitas graníticas y granitos asociados en cercanías de Las Aguadas. Grupo San Martín-Cautana, distrito Contara, Sierra de San Luis". 3er Simposio sobre Petrología Ígnea y Metalogénesis Asociada, Río Negro, Octubre 2015.

Anexo I

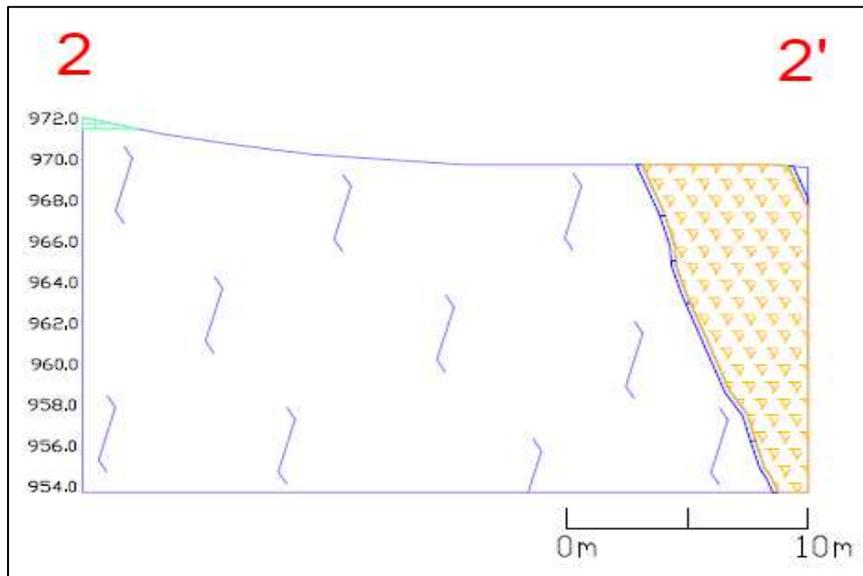
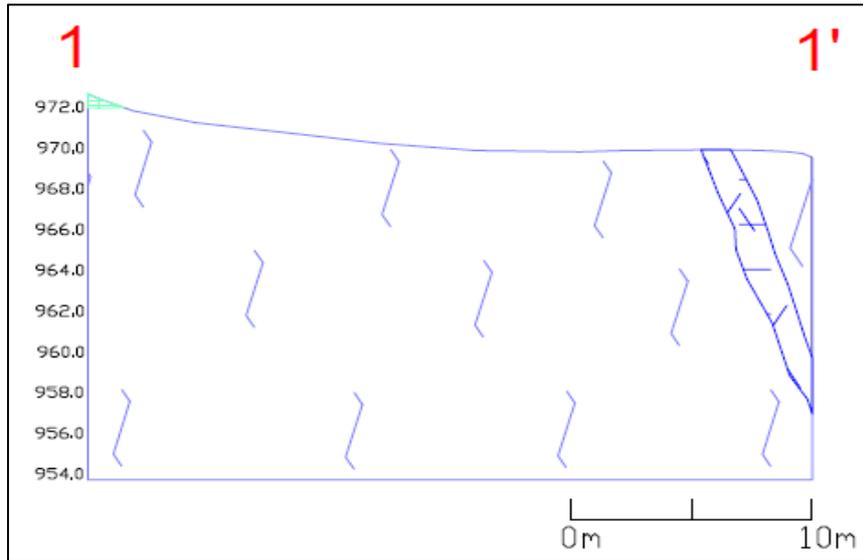
Mapa Topográfico - Geológico

Anexo II

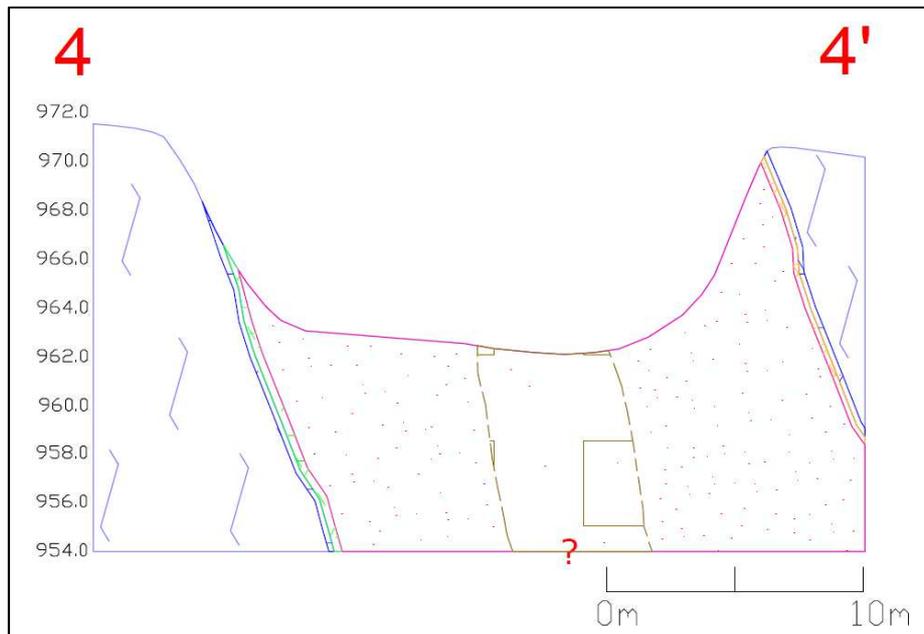
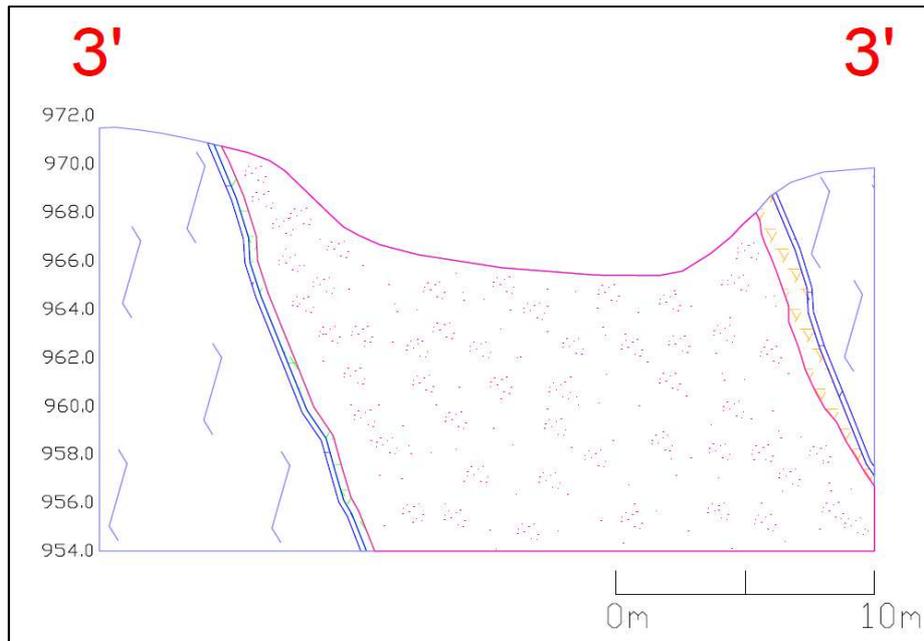
Perfiles Topográfico - Geológicos



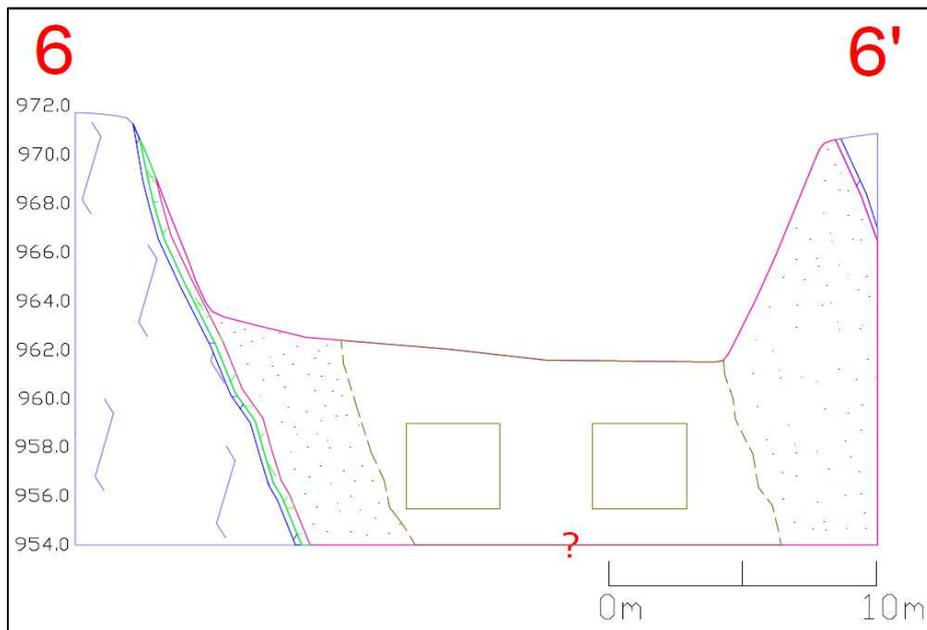
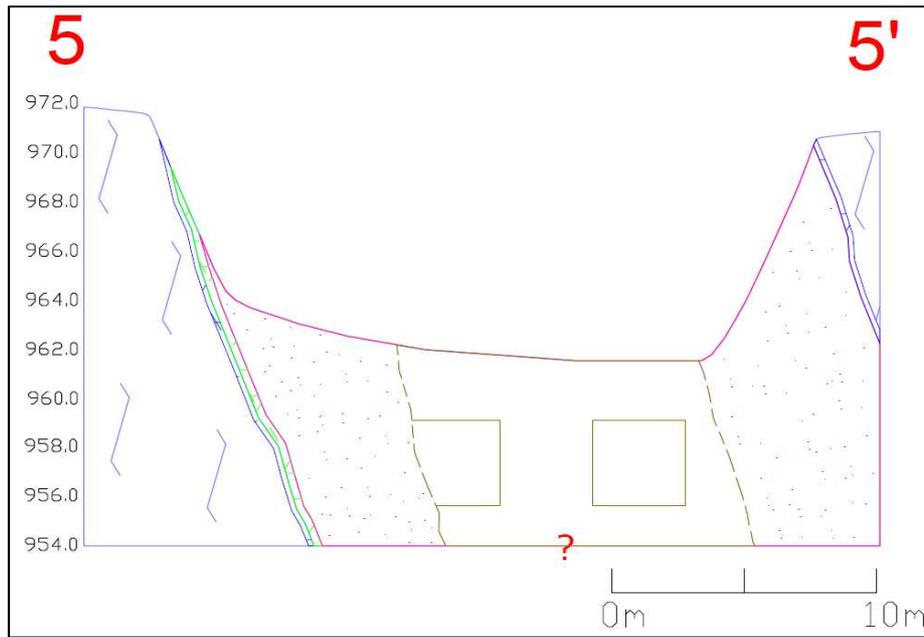
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICDND	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



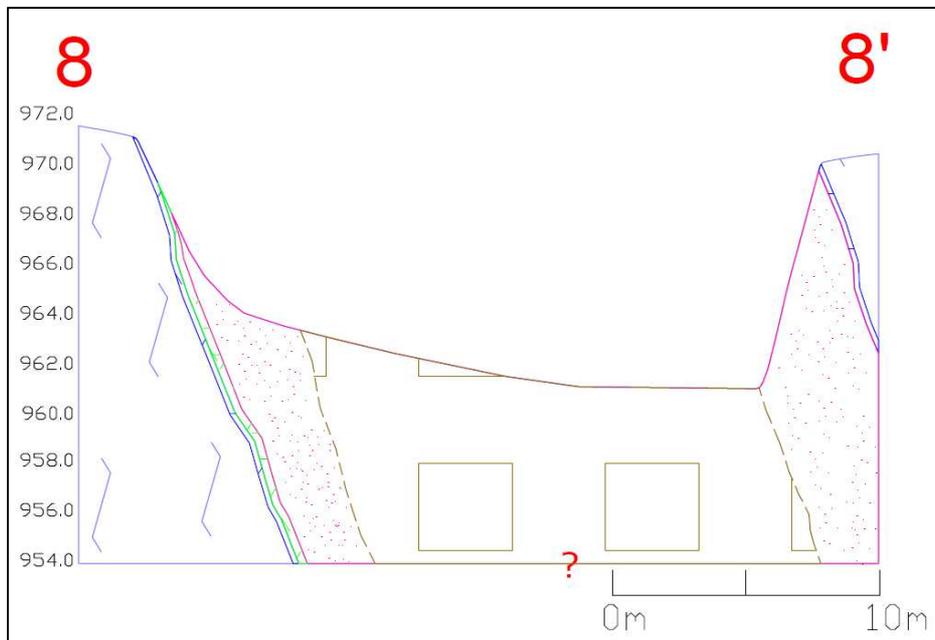
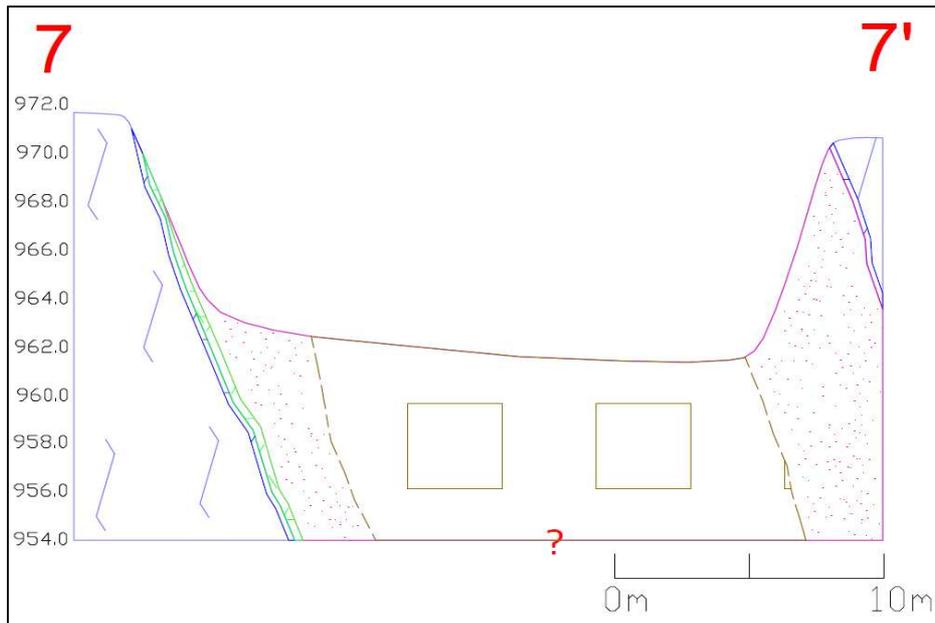
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICÓN	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



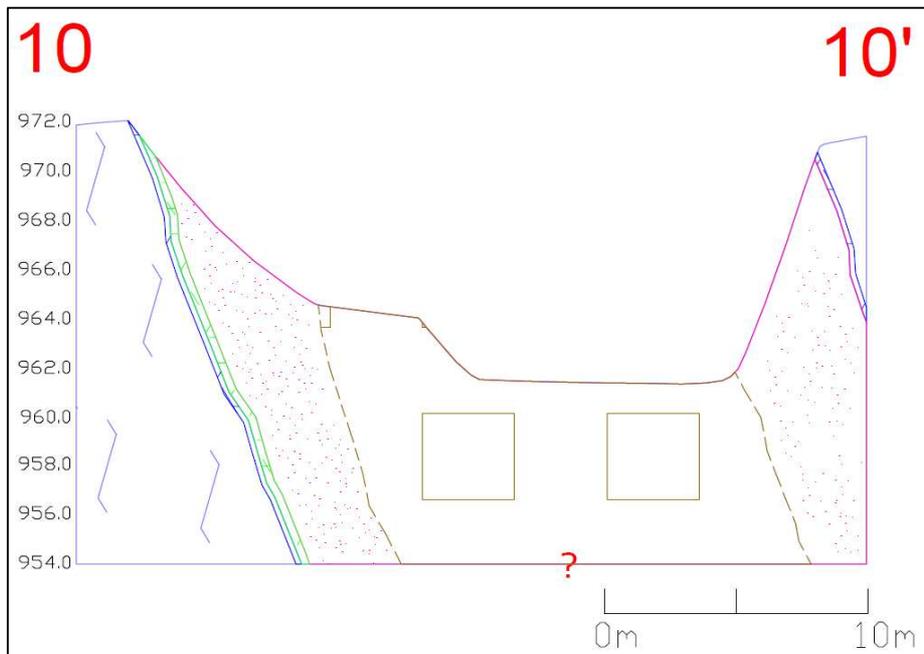
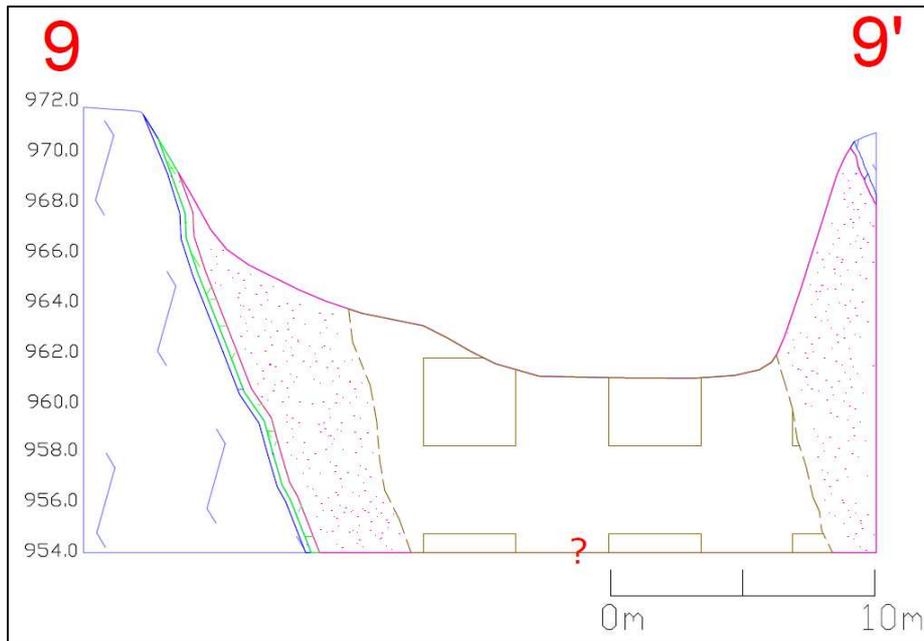
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



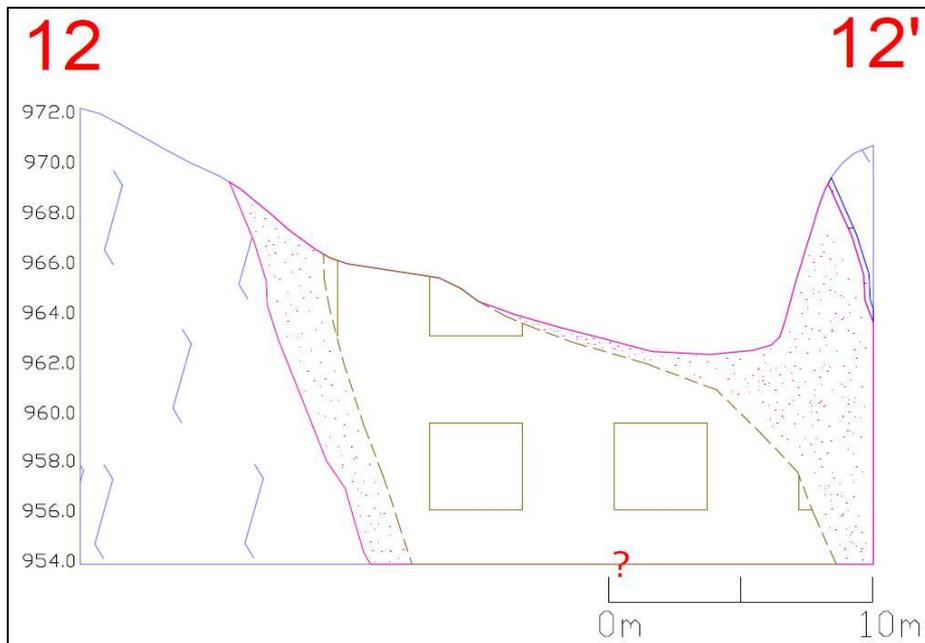
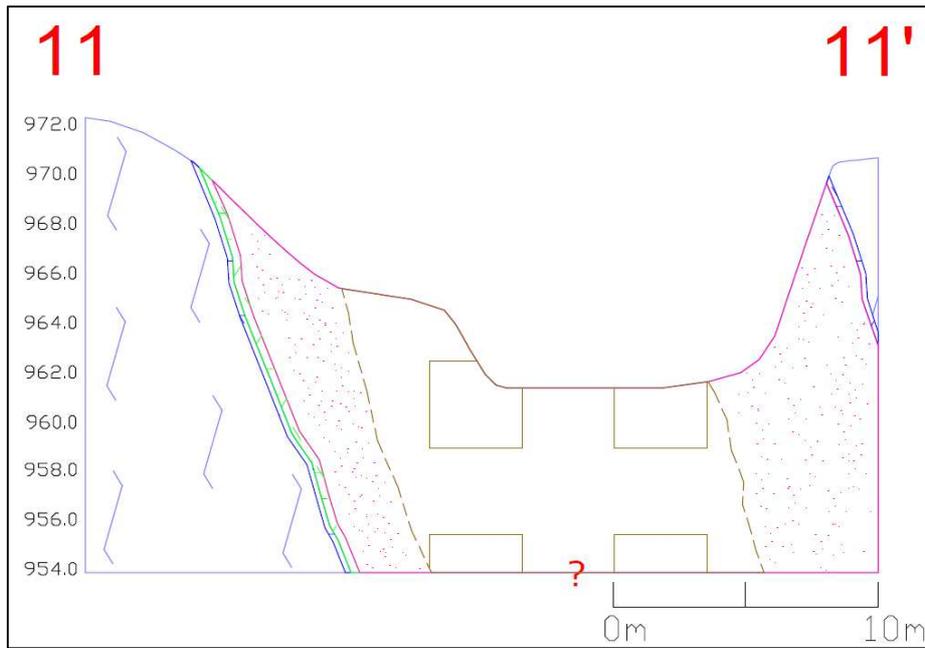
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICÓN	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



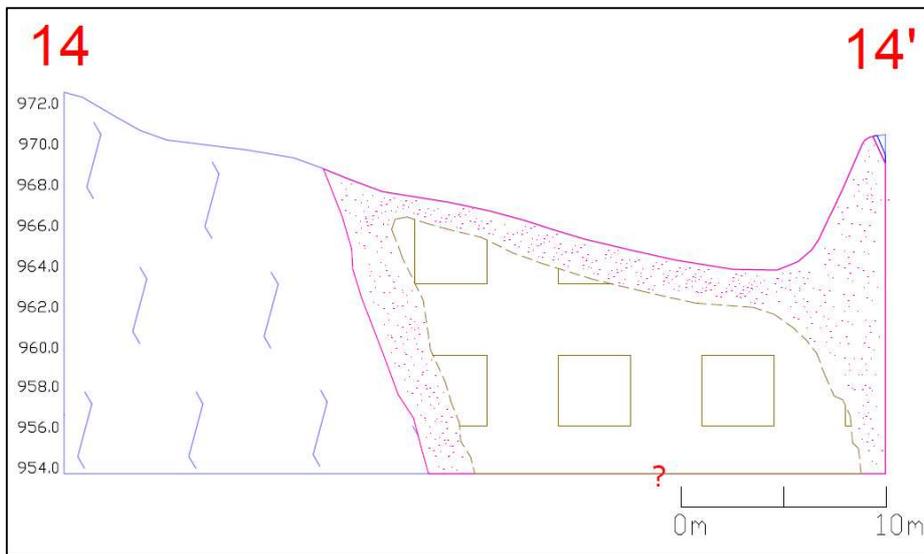
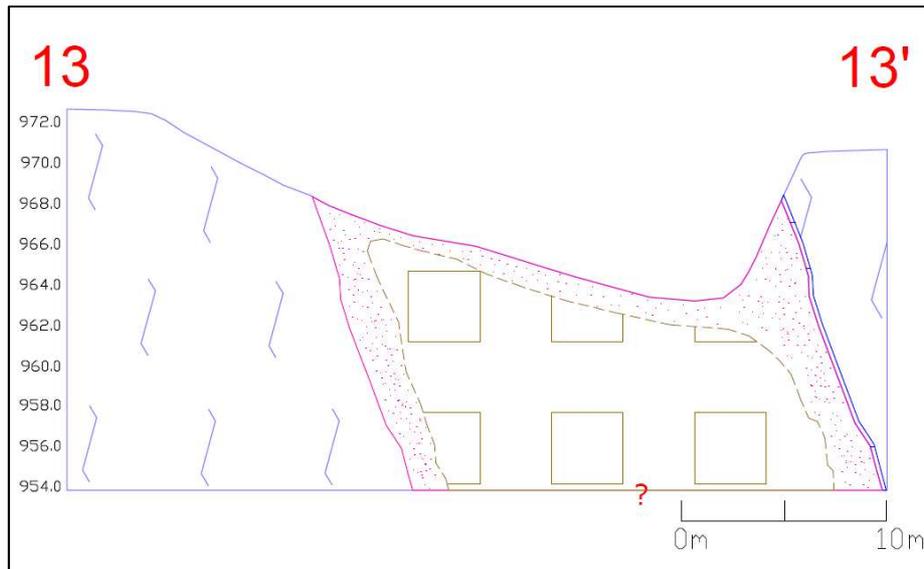
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrena RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



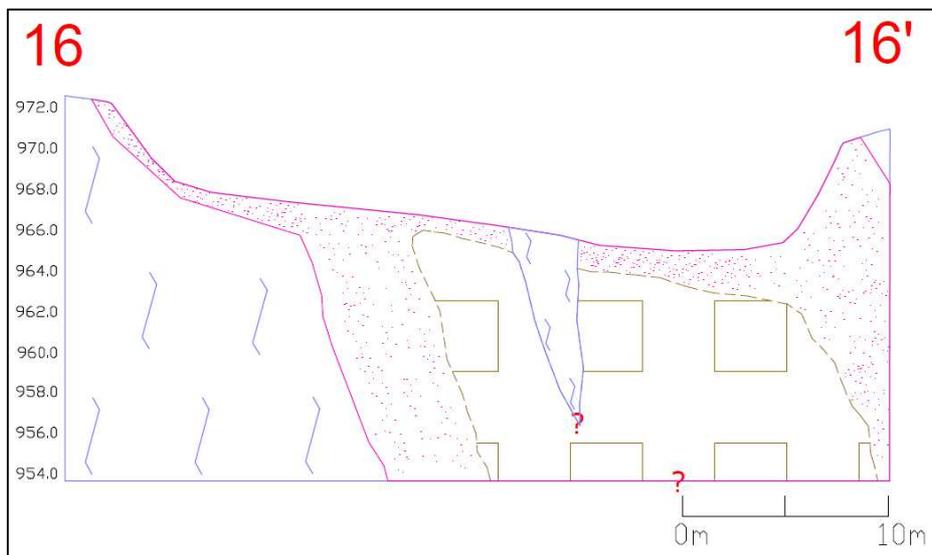
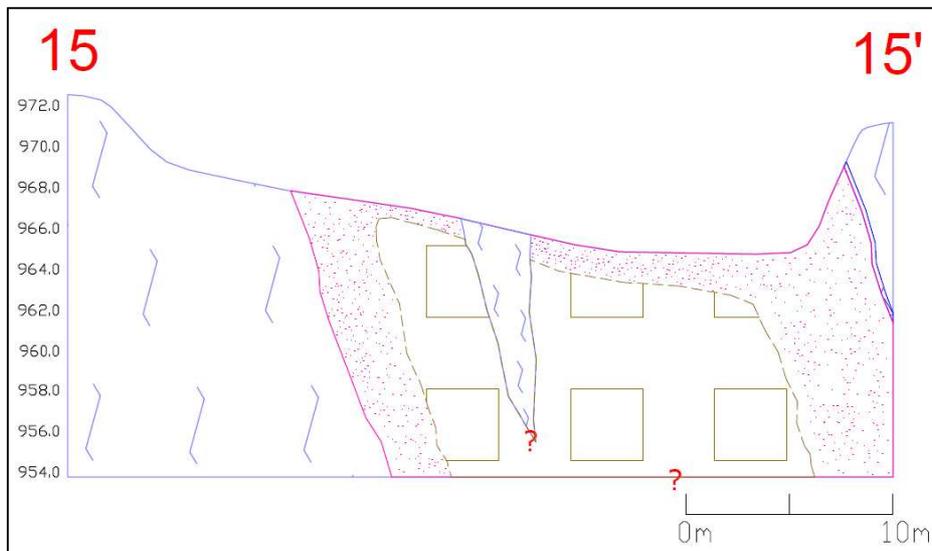
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



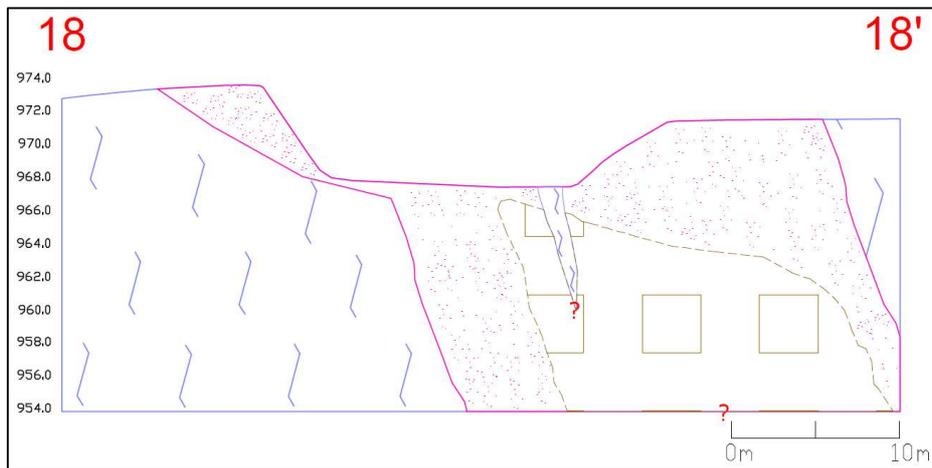
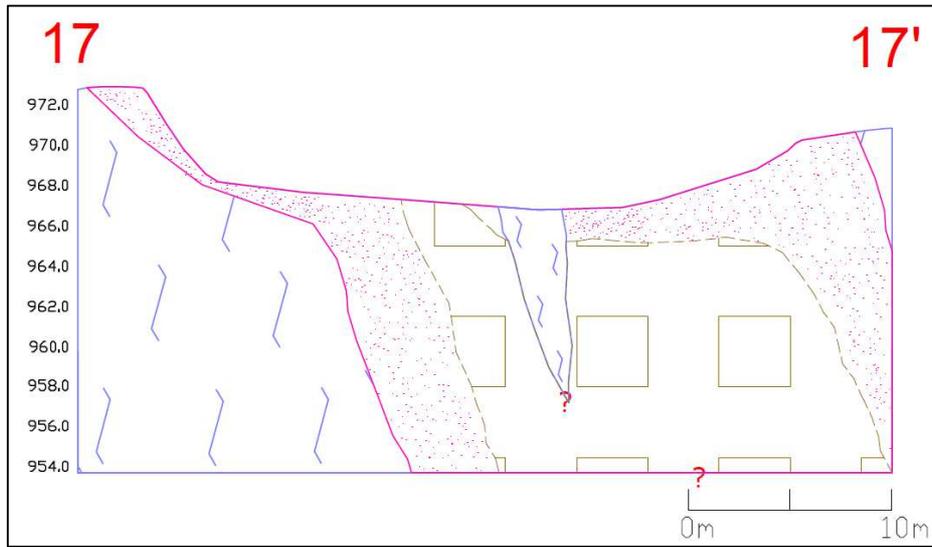
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



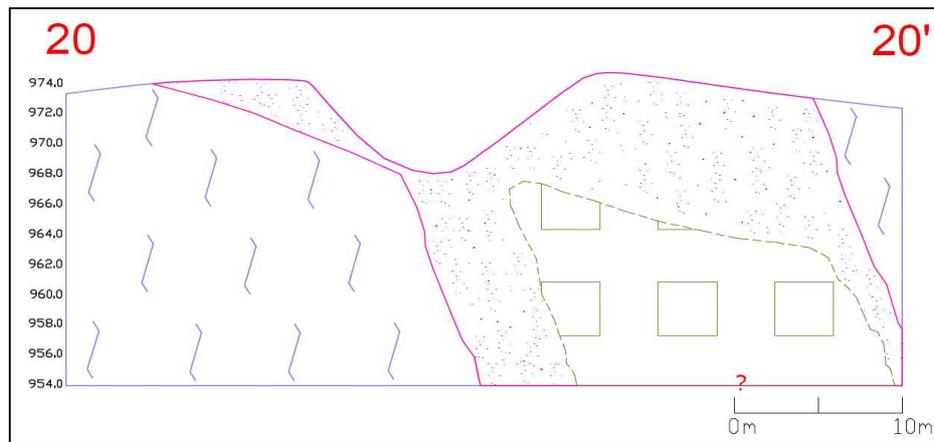
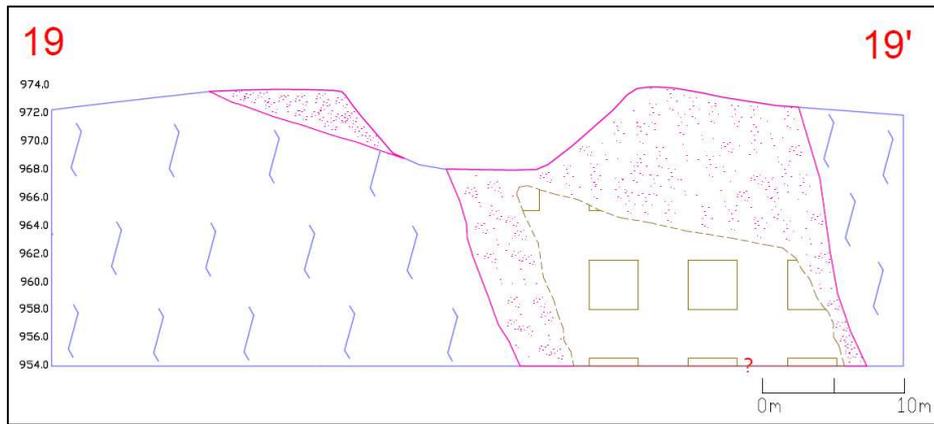
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



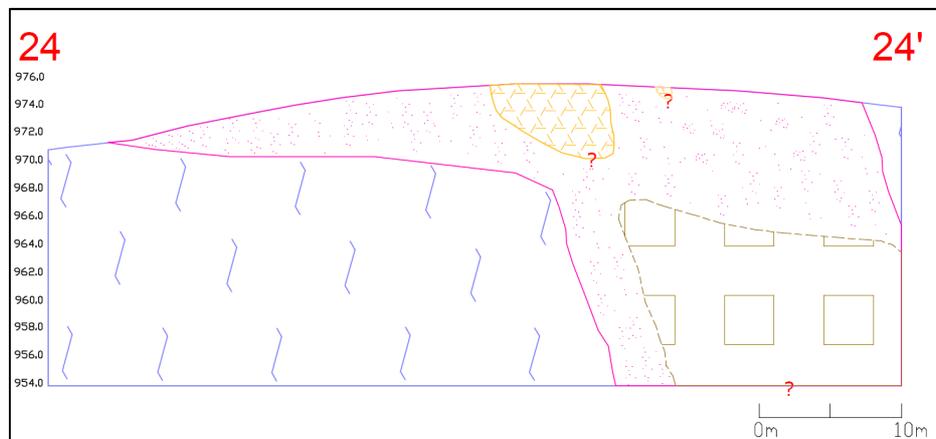
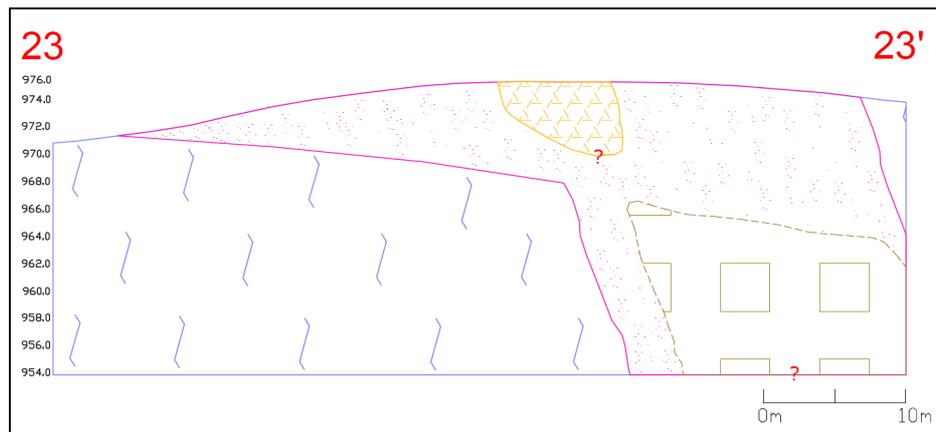
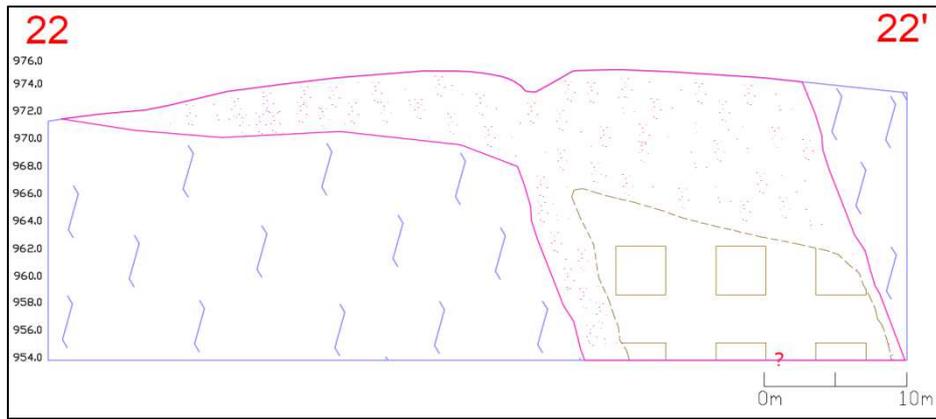
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



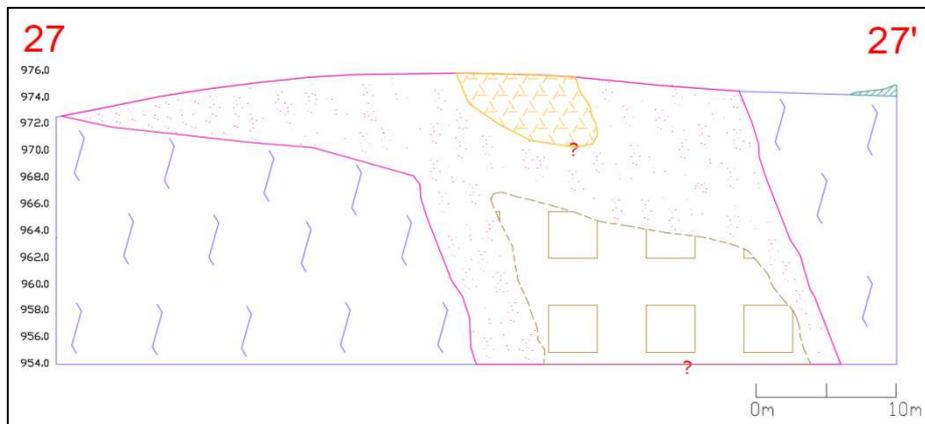
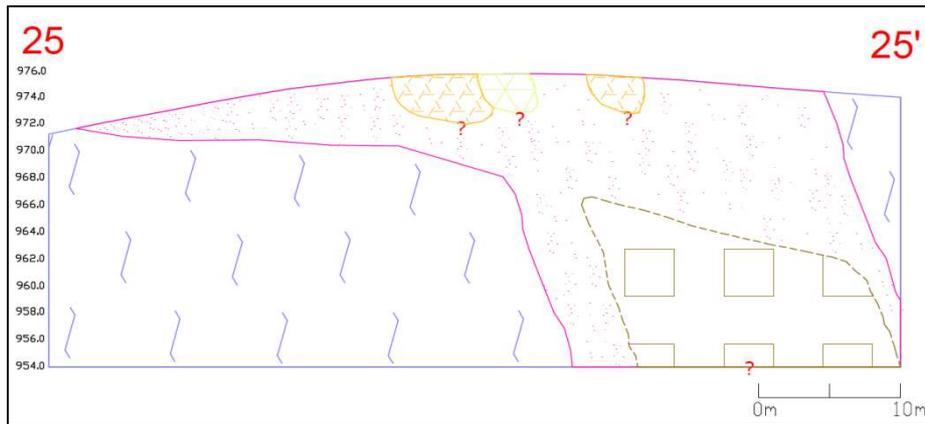
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



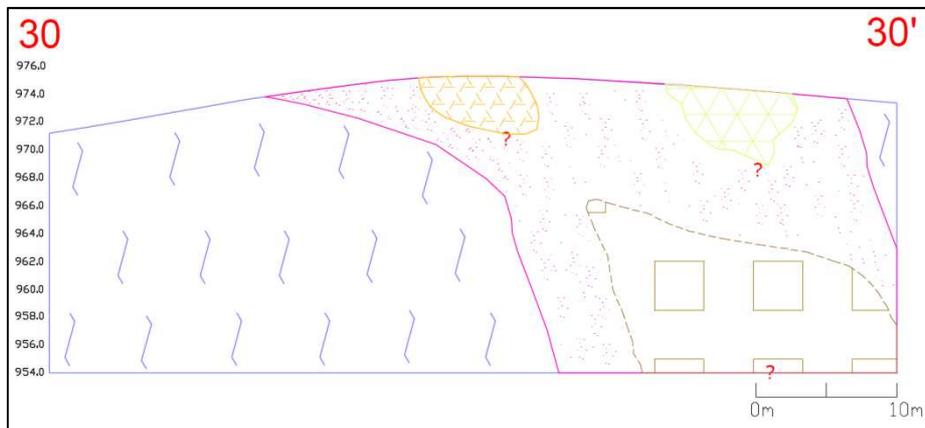
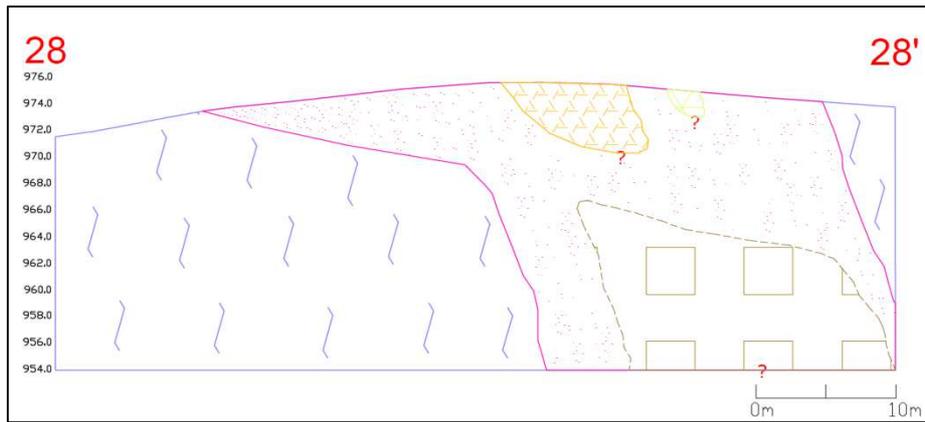
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



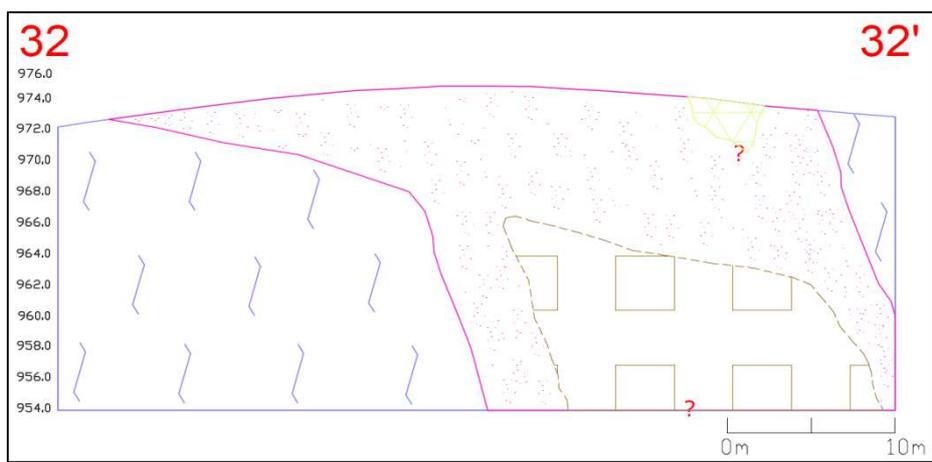
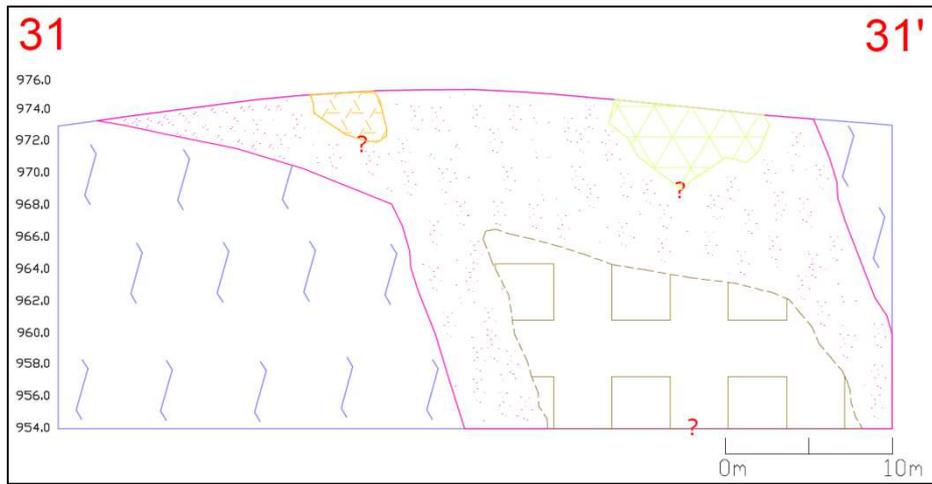
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



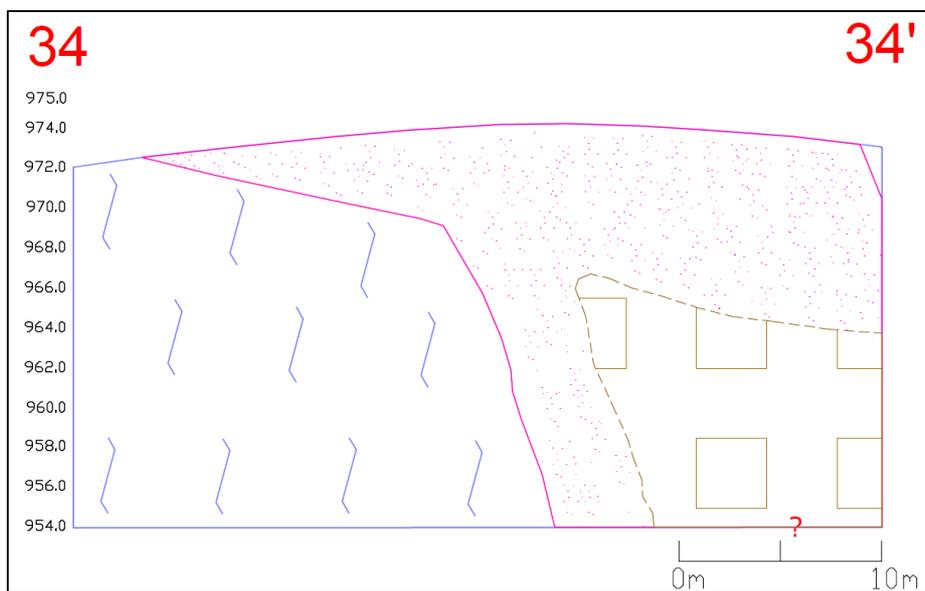
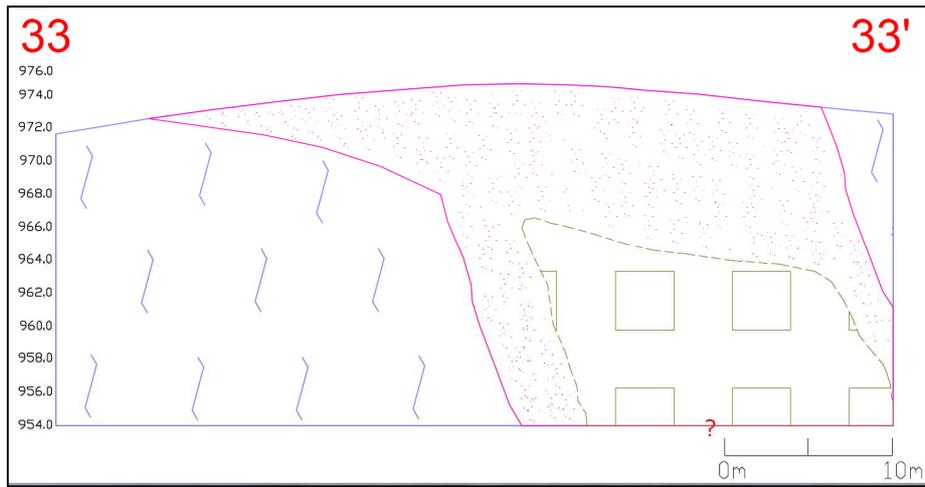
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



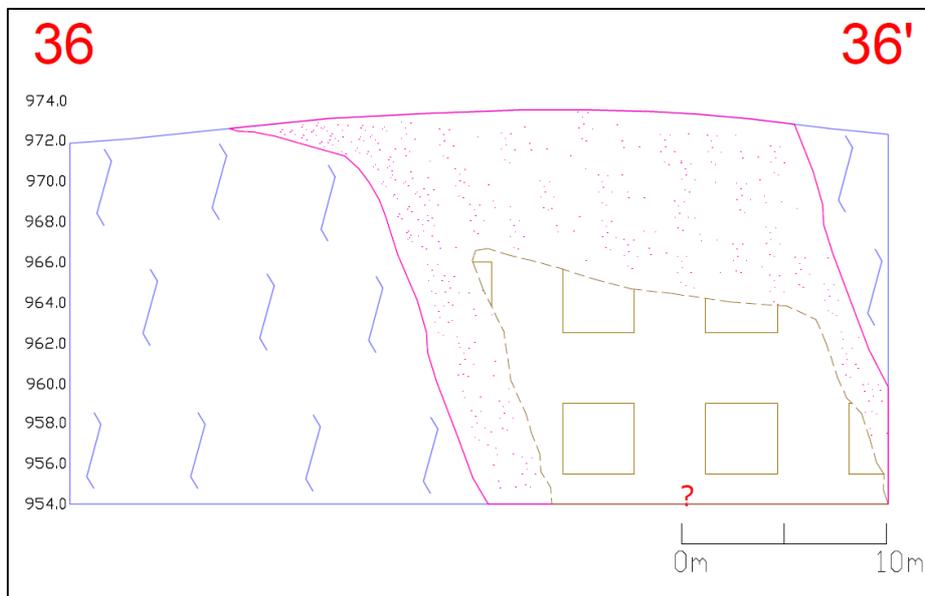
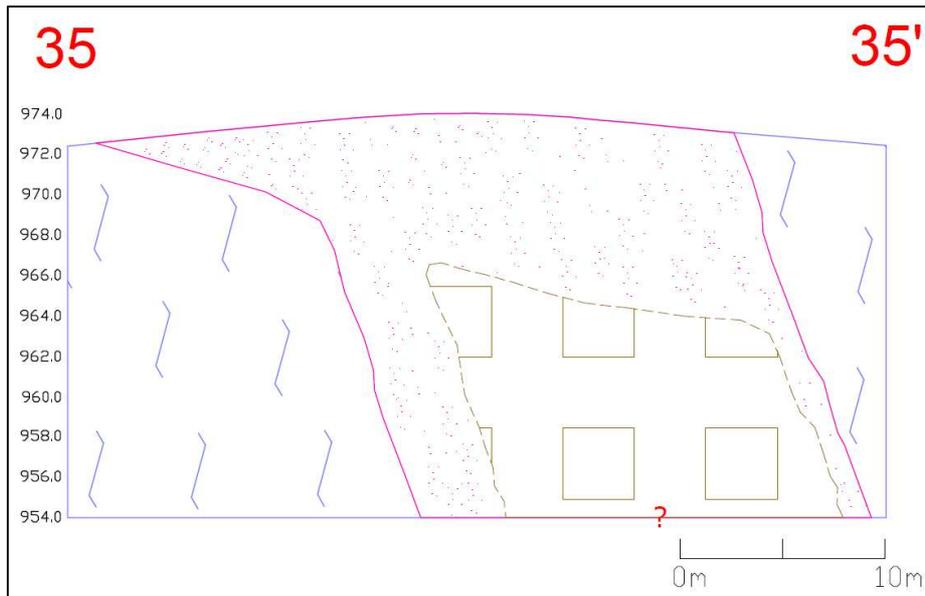
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



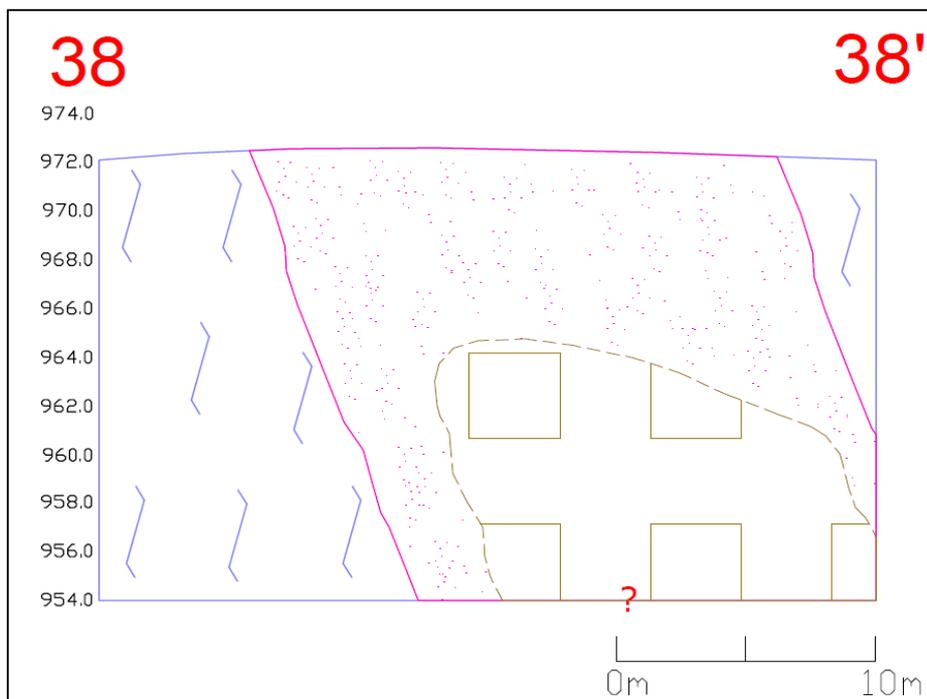
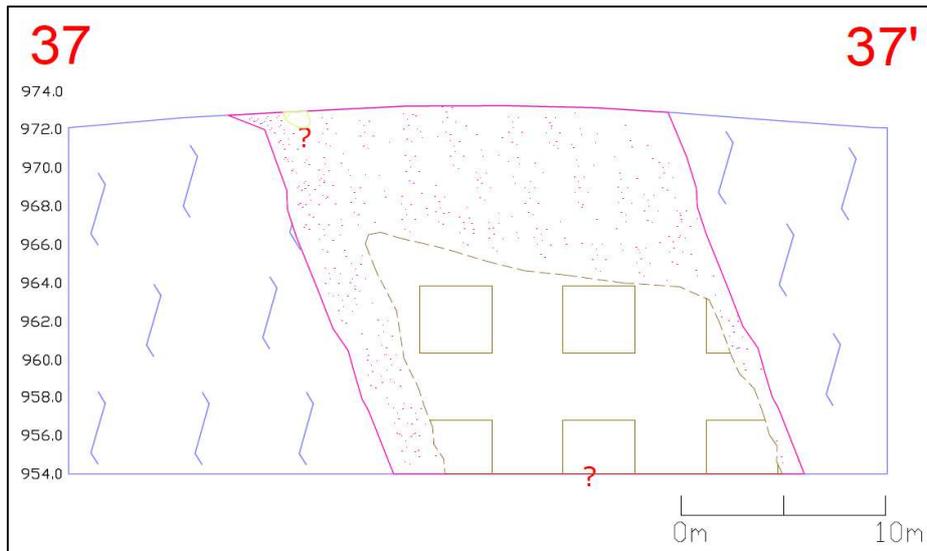
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



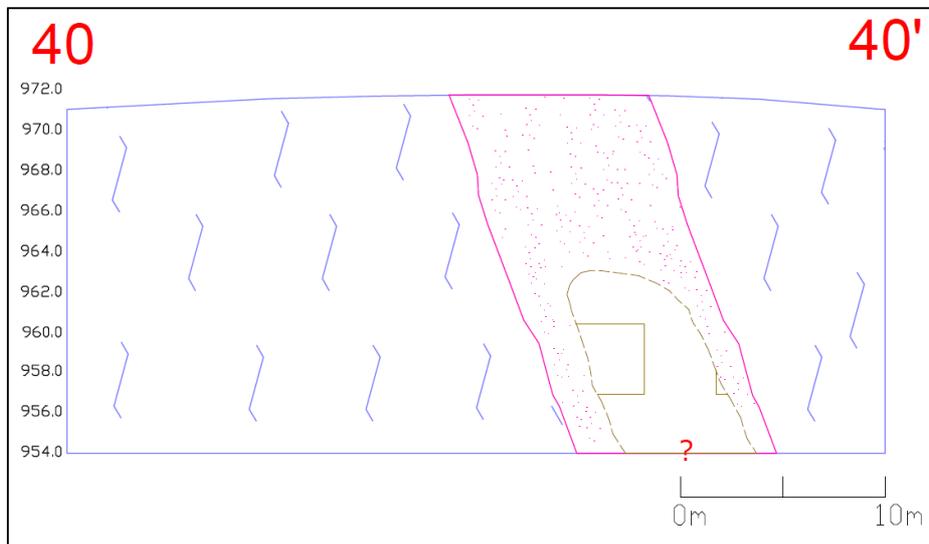
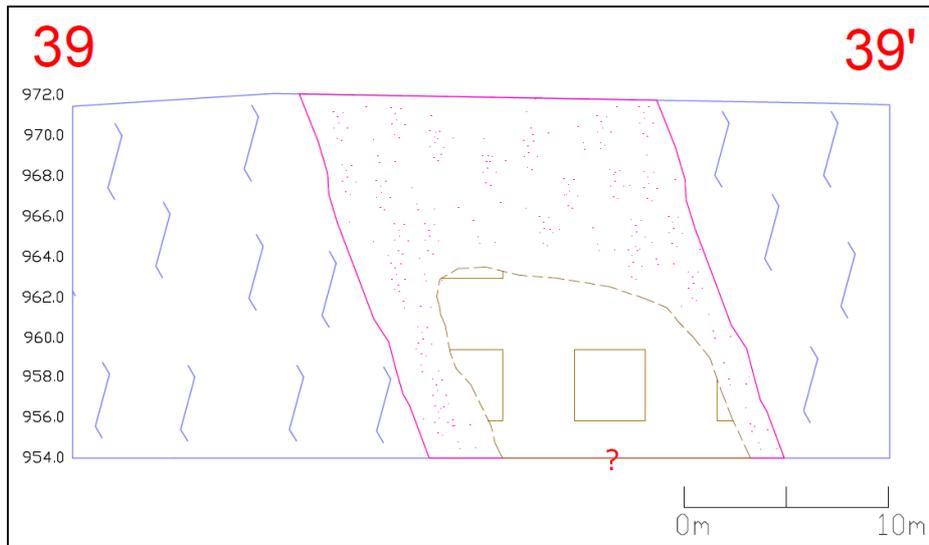
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



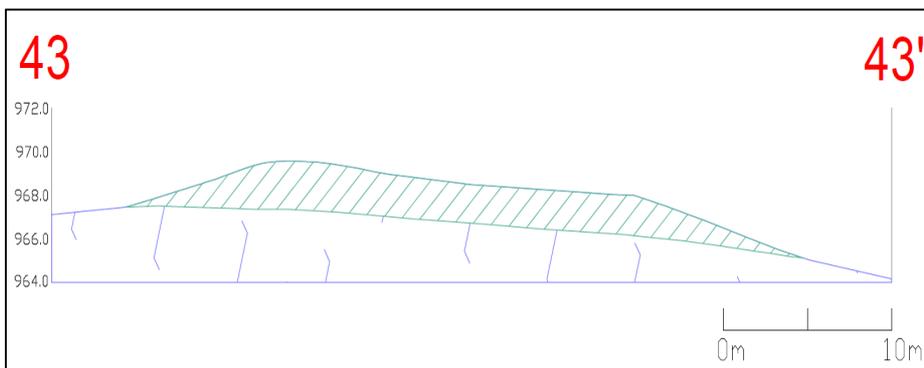
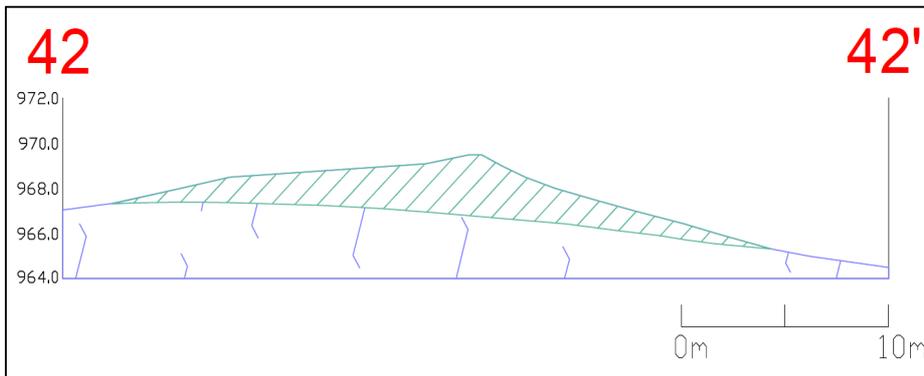
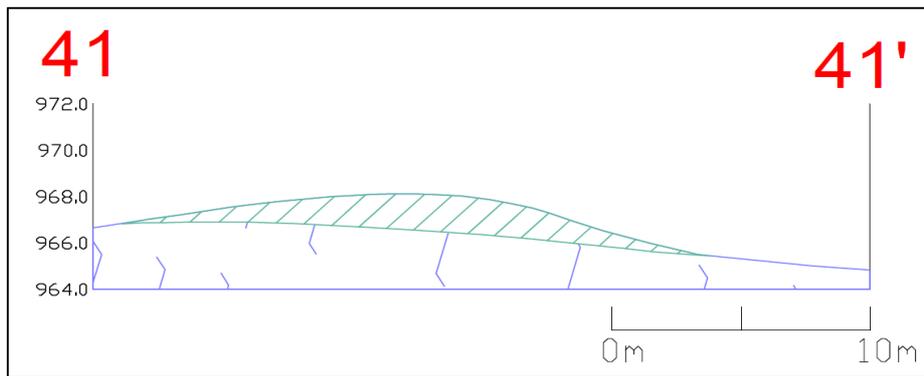
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



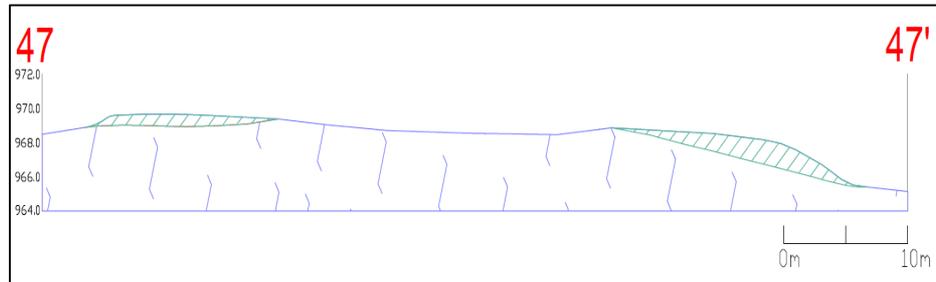
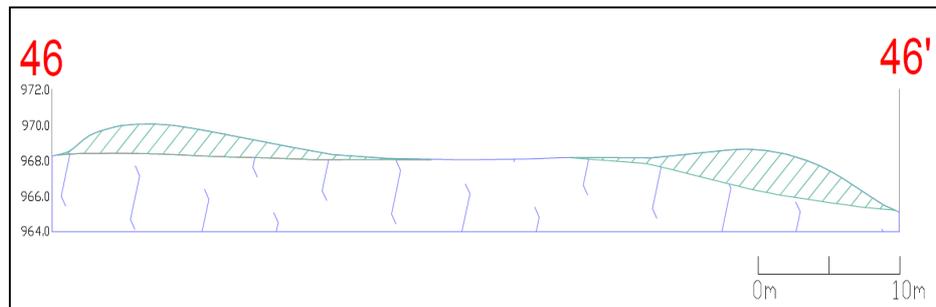
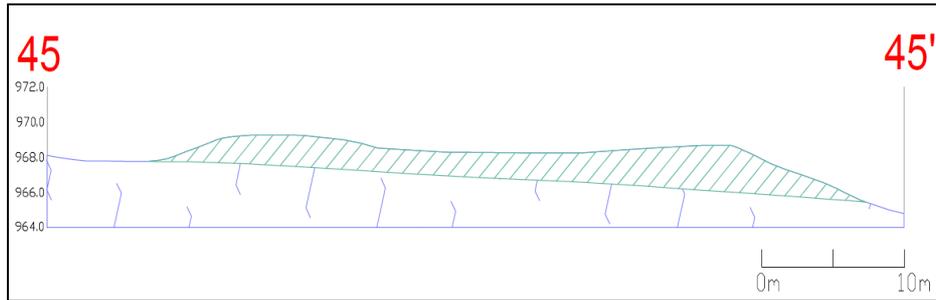
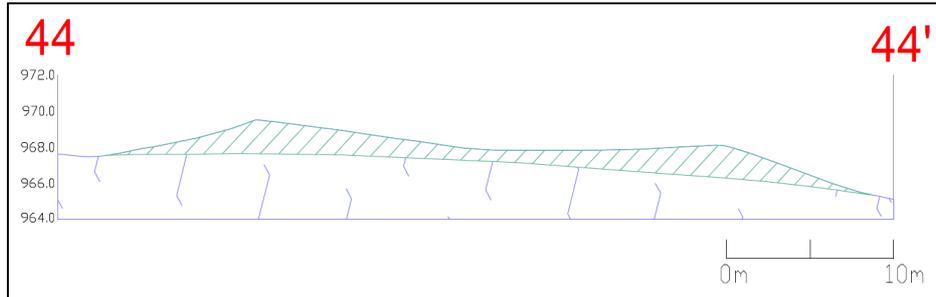
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICÓN	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



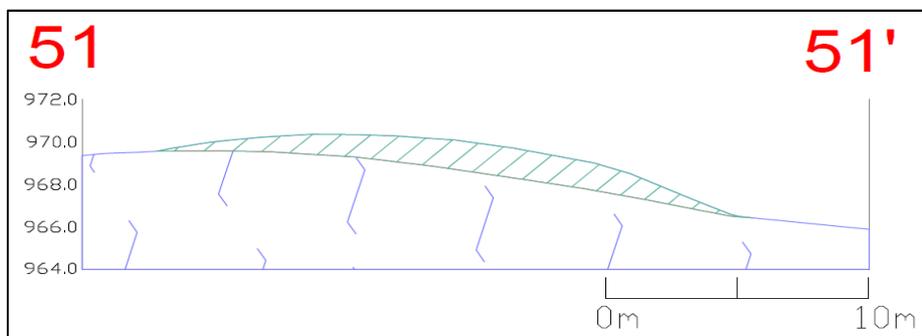
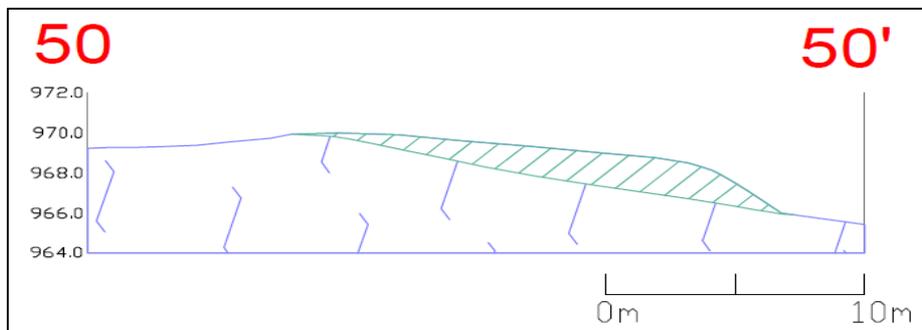
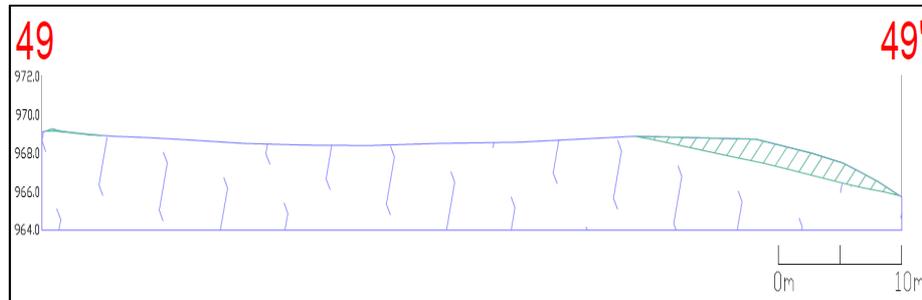
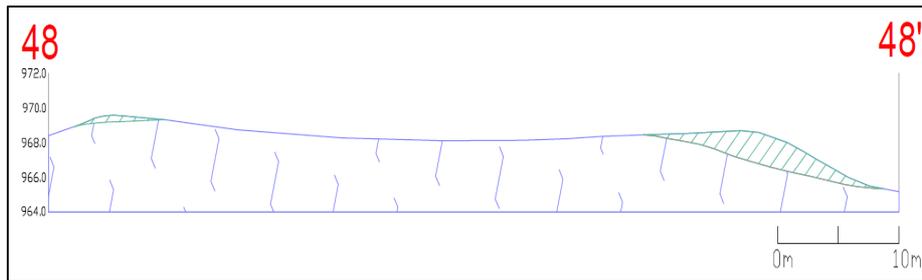
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICÓN	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



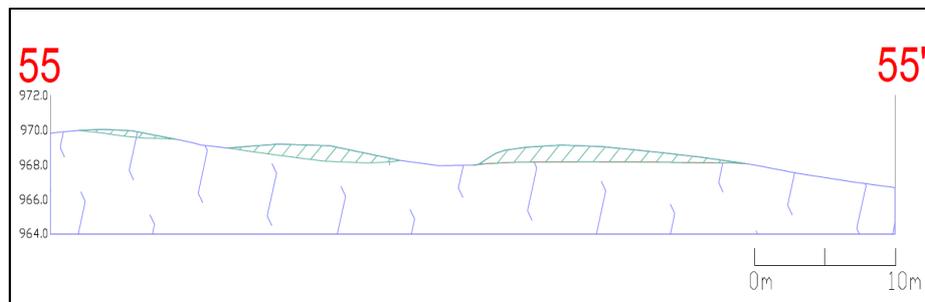
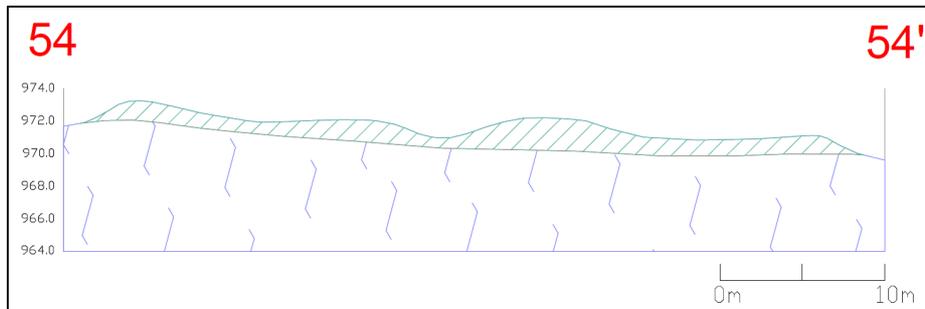
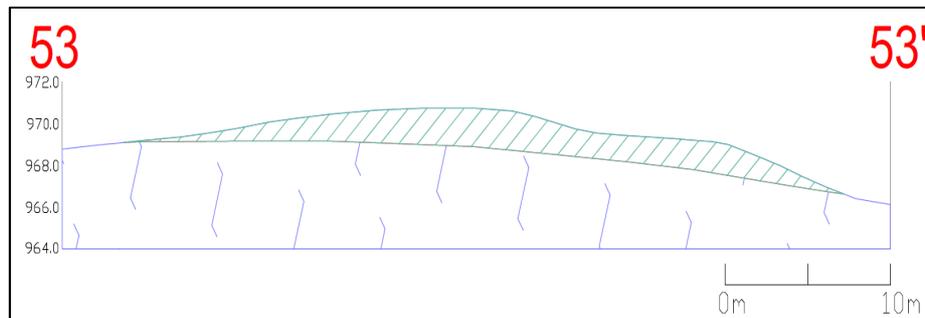
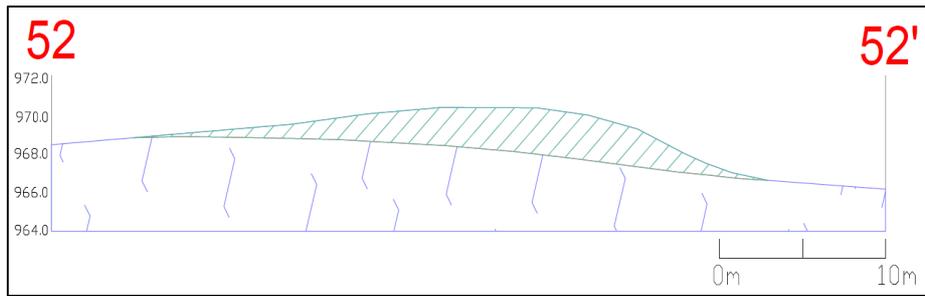
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



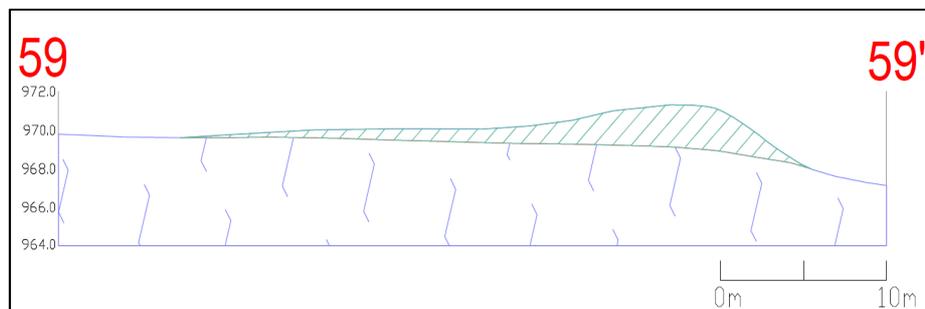
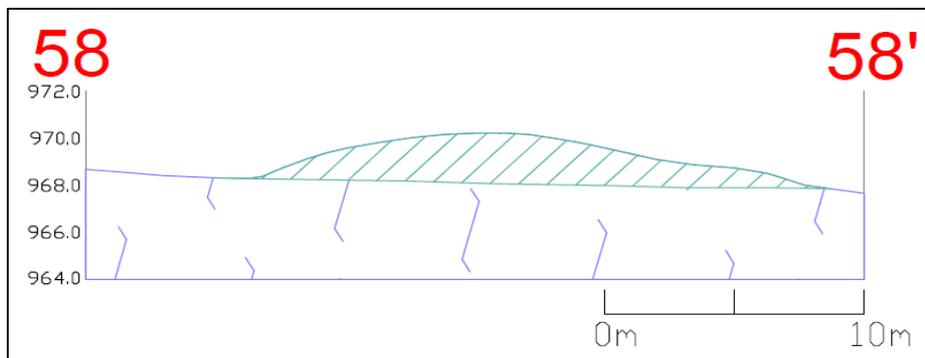
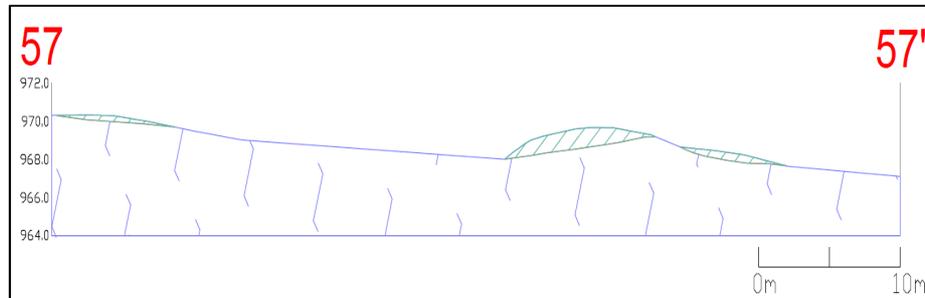
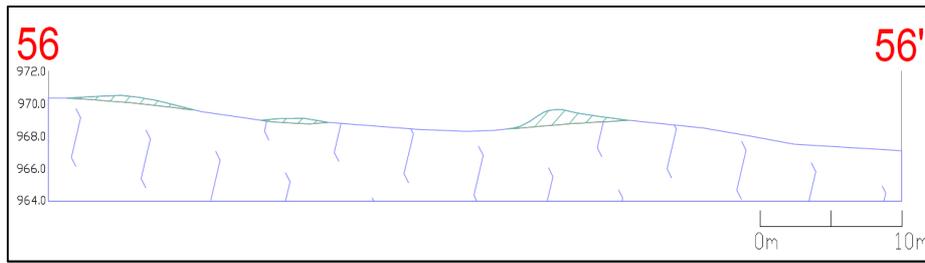
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



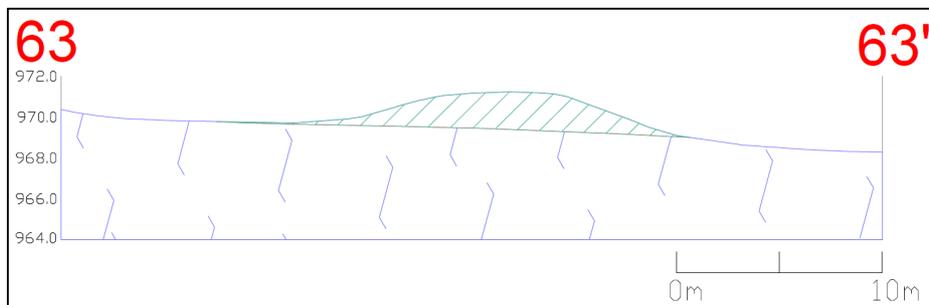
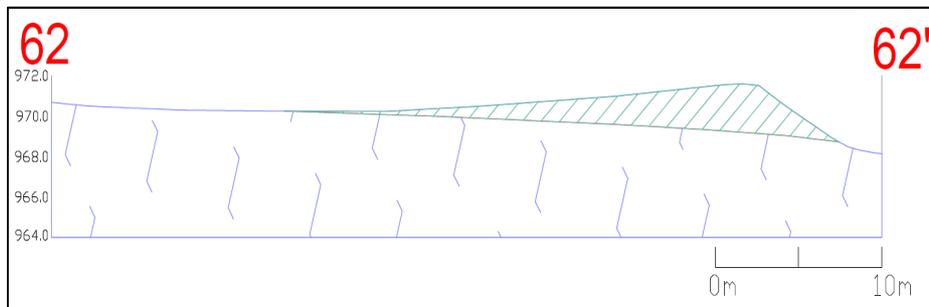
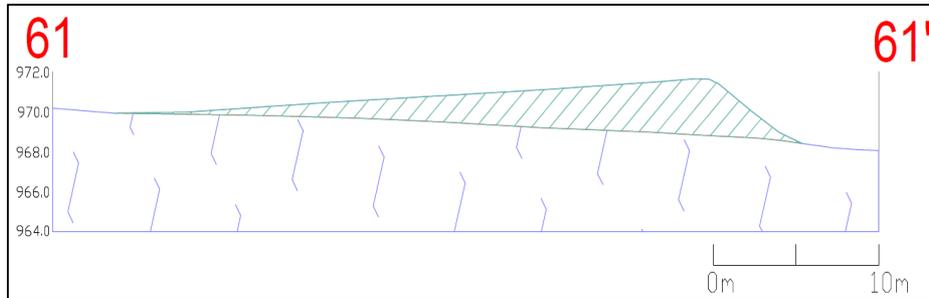
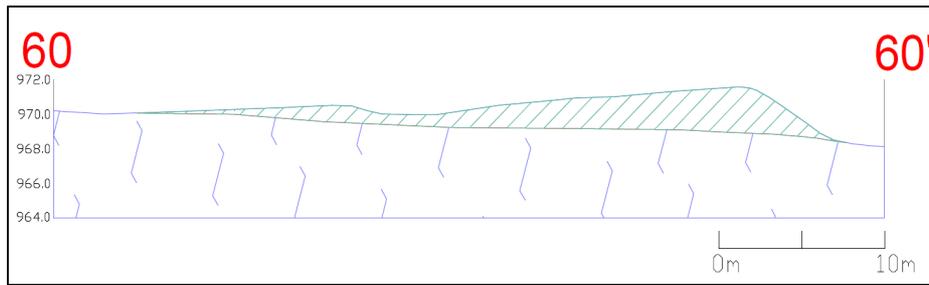
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



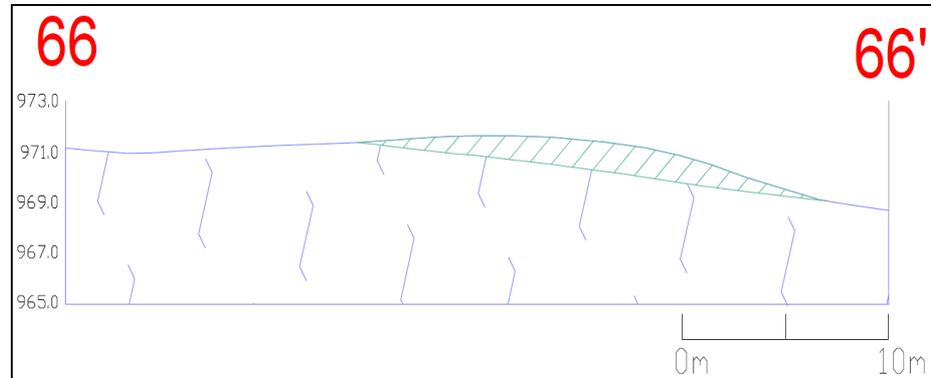
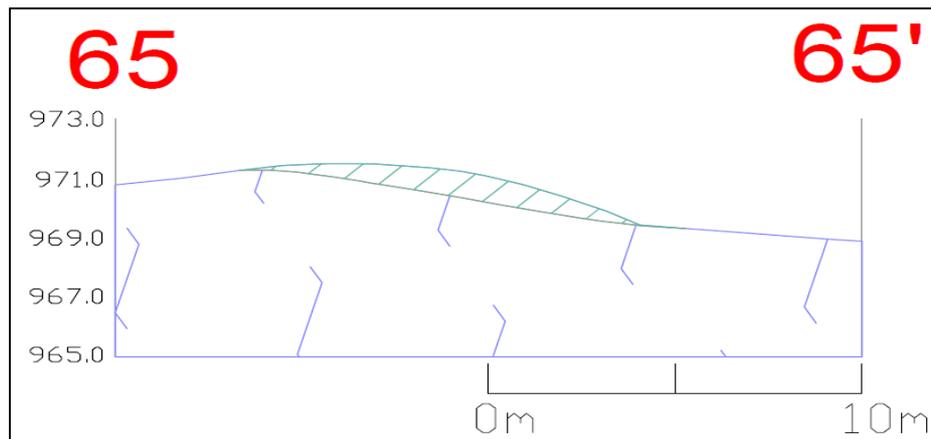
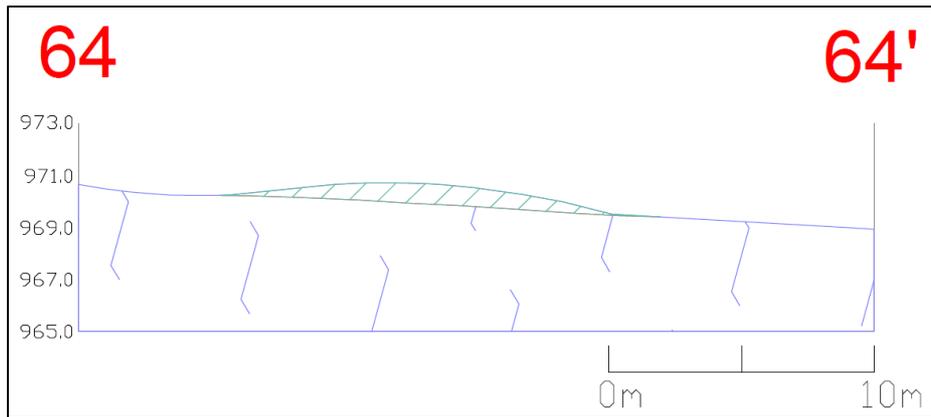
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



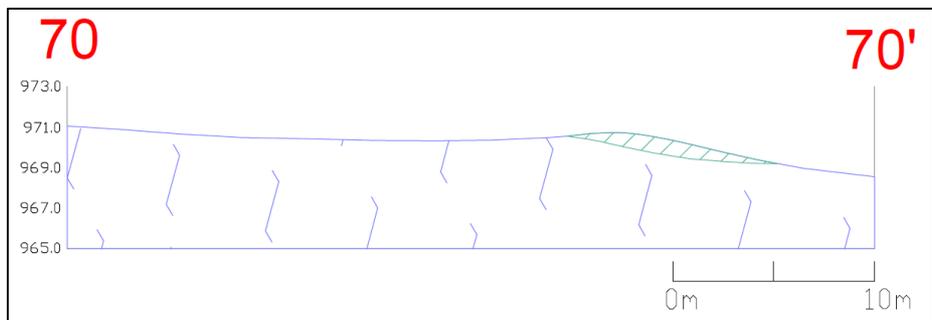
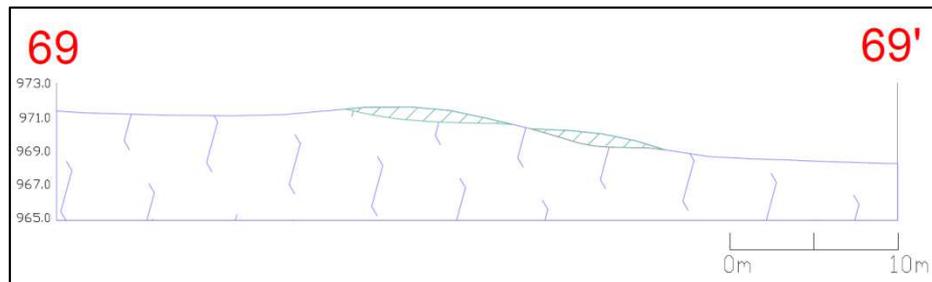
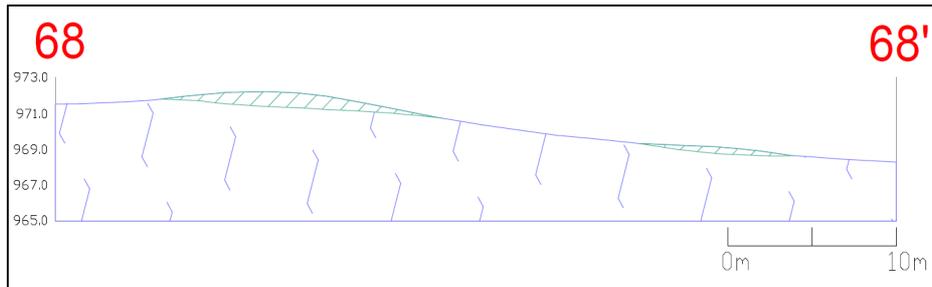
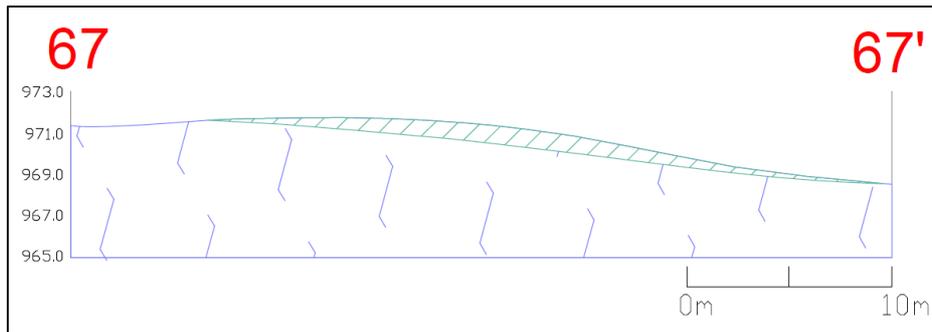
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



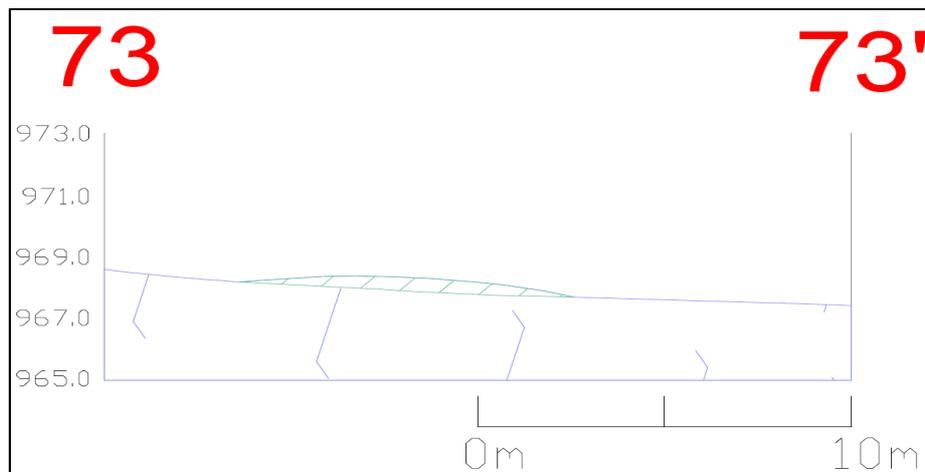
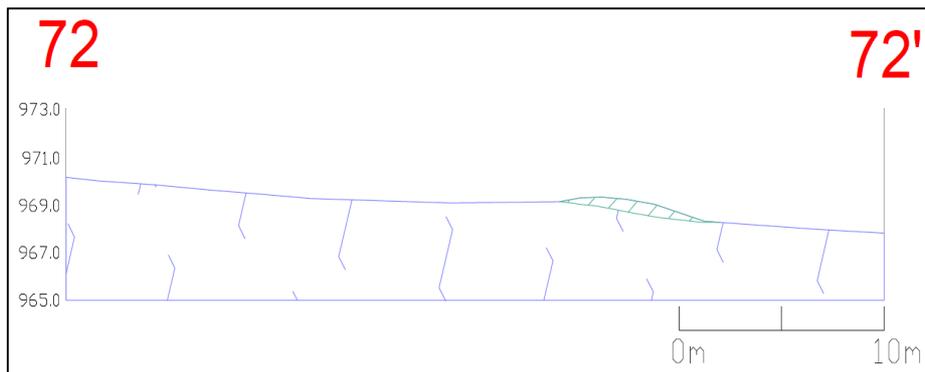
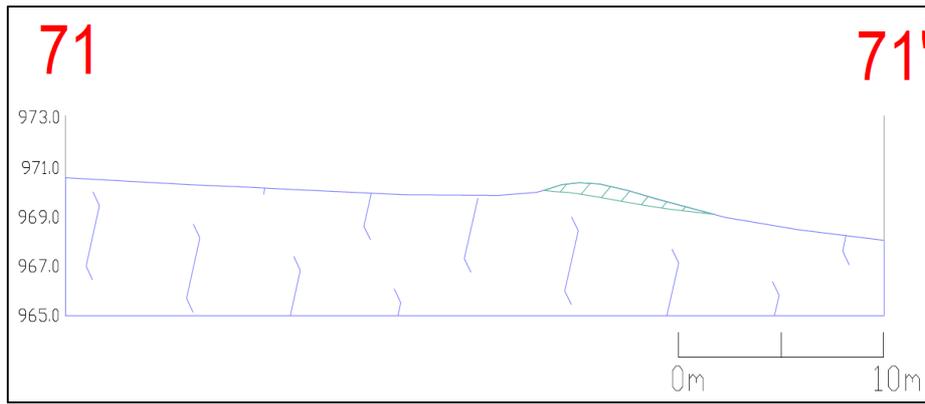
REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida



REFERENCIAS GEOLÓGICAS	
ICONO	DESCRIPCIÓN
	Zona de reemplazo
	Complejo Metamórfico Conlara (Esquistos)
	Cuarzo
	Zona de Borde
	Zona de Pared
	Zona Intermedia Externa
	Zona Intermedia Interna
	Escombrera RD5 -RD6
	Material para Remediación
	Zona Intermedia Interna Inferida

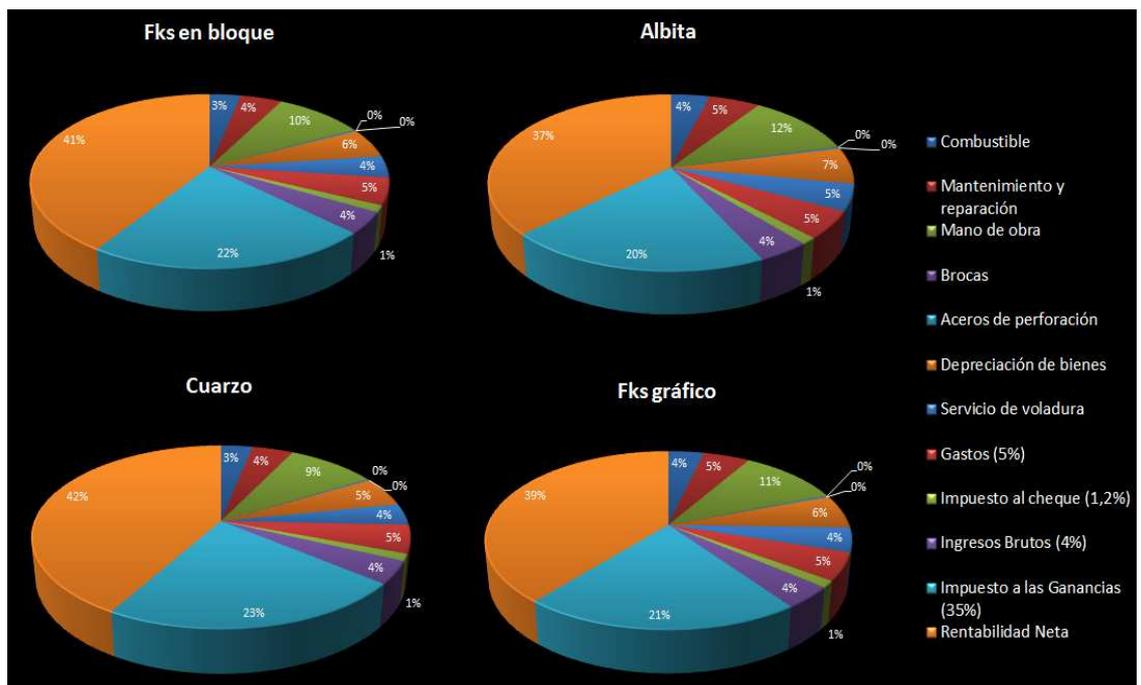
Anexo III

Rentabilidad del mineral por etapas

Etapa 1

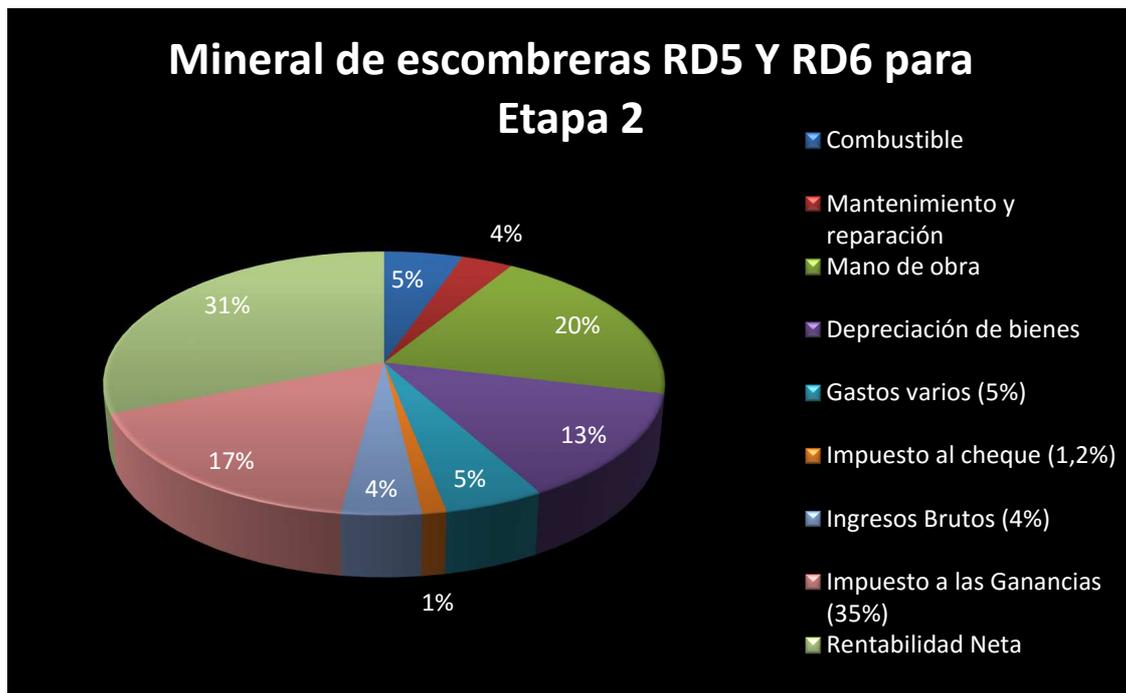
Fks en bloque	Por tonelada	%	Albita	Por tonelada	%
Precio de venta	570,00	100	Precio de venta	470,00	100
Combustible	18,86	3,31	Combustible	18,86	4,01
Mantenimiento y reparación	25,12	4,41	Mantenimiento y reparación	25,12	5,35
Mano de obra	54,45	9,55	Mano de obra	54,45	11,58
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,11
Aceros de perforación	1,26	0,22	Aceros de perforación	1,26	0,27
Depreciación de bienes	31,00	5,44	Depreciación de bienes	31,00	6,60
Servicio de voladura	22,79	4,00	Servicio de voladura	22,79	4,85
Gastos 5%	28,50	5,00	Gastos 5%	23,50	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	6,84	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	5,64	1,20
Ingresos Brutos (4%)	22,80	4,00	Ingresos Brutos (4%)	18,80	4,00
Sumatoria de gastos	212,13		Sumatoria de gastos	201,93	
Rentabilidad Bruta	357,87	62,78	Rentabilidad Bruta	268,07	57,04
Impuesto a las Ganancias (35%)	125,25	21,97	Impuesto a las Ganancias (35%)	93,82	19,96
Rentabilidad Neta	232,61	40,81	Rentabilidad Neta	174,24	37,07

Cuarzo	Por tonelada	%	Fks Gráfico	Por tonelada	%
Precio de venta	600,00	100	Precio de venta	515,00	100
Combustible	18,86	3,14	Combustible	18,86	3,66
Mantenimiento y reparación	25,12	4,19	Mantenimiento y reparación	25,12	4,88
Mano de obra	54,45	9,07	Mano de obra	54,45	10,57
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,10
Aceros de perforación	1,26	0,21	Aceros de perforación	1,26	0,24
Depreciación de bienes	31,00	5,17	Depreciación de bienes	31,00	6,02
Servicio de voladura	22,79	3,80	Servicio de voladura	22,79	4,42
Gastos 5%	30,00	5,00	Gastos 5%	25,75	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	7,20	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	6,18	1,20
Ingresos Brutos (4%)	24,00	4,00	Ingresos Brutos (4%)	20,60	4,00
Sumatoria de gastos	215,19		Sumatoria de gastos	206,52	
Rentabilidad Bruta	384,81	64,13	Rentabilidad Bruta	308,48	59,90
Impuesto a las Ganancias (35%)	134,68	22,45	Impuesto a las Ganancias (35%)	107,97	20,96
Rentabilidad Neta	250,12	41,69	Rentabilidad Neta	200,51	38,93



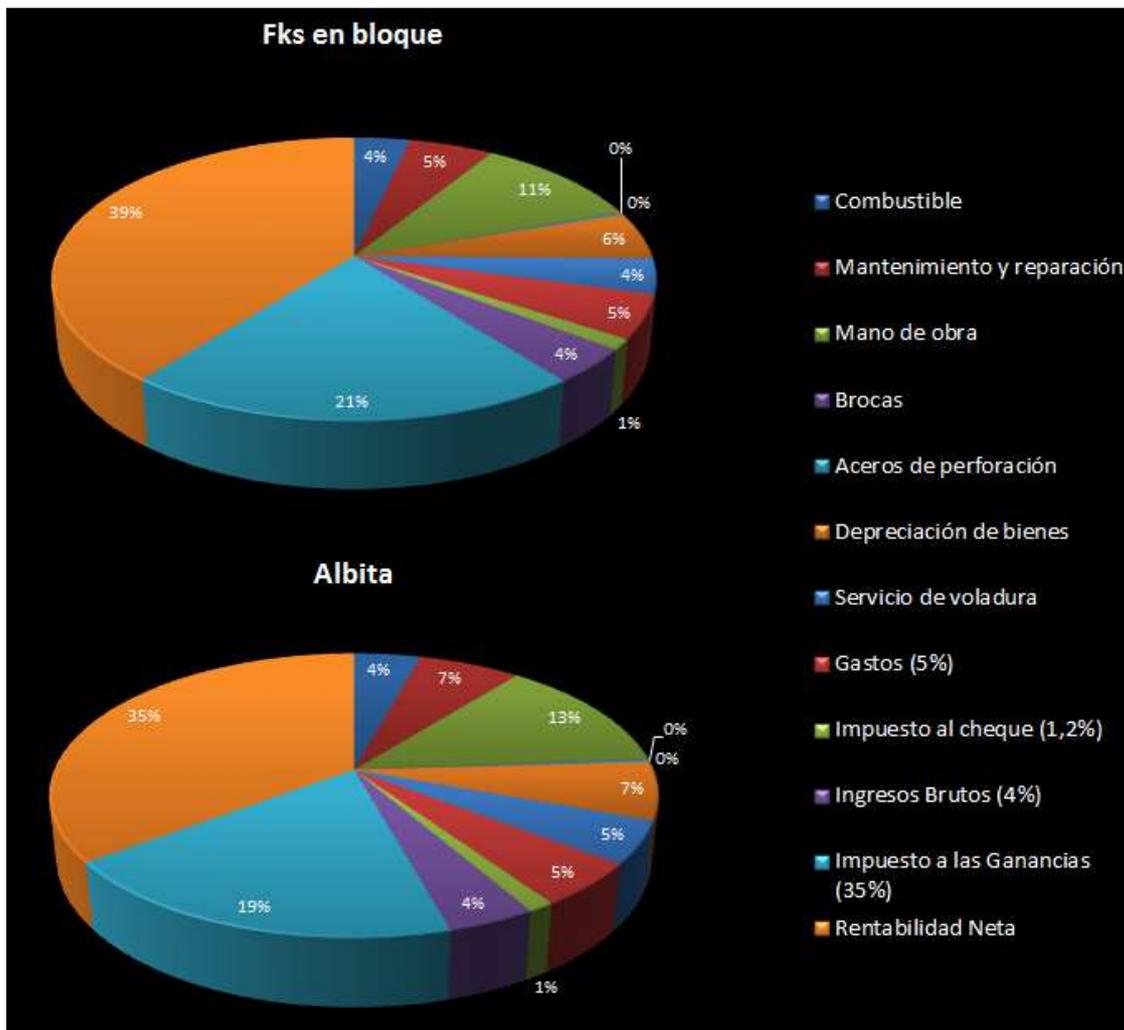
Etapa 2

Escombrera RD5 y RD6	Por tonelada	%
Precio de venta	235,00	100
Combustible	12,40	5,28
Mantenimiento y reparación	8,10	3,45
Mano de obra	47,05	20,02
Brocas	-	-
Aceros de perforación	-	-
Amortización	31,00	13,19
Servicio de voladura	-	-
Gastos varios (5%)	11,75	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	2,82	1,20
Ingresos Brutos (4%)	9,40	4,00
Sumatoria de gastos	122,53	-
Rentabilidad Bruta	112,47	-
Impuesto a las Ganancias (35%)	39,37	16,75
Rentabilidad Neta	73,11	31,11



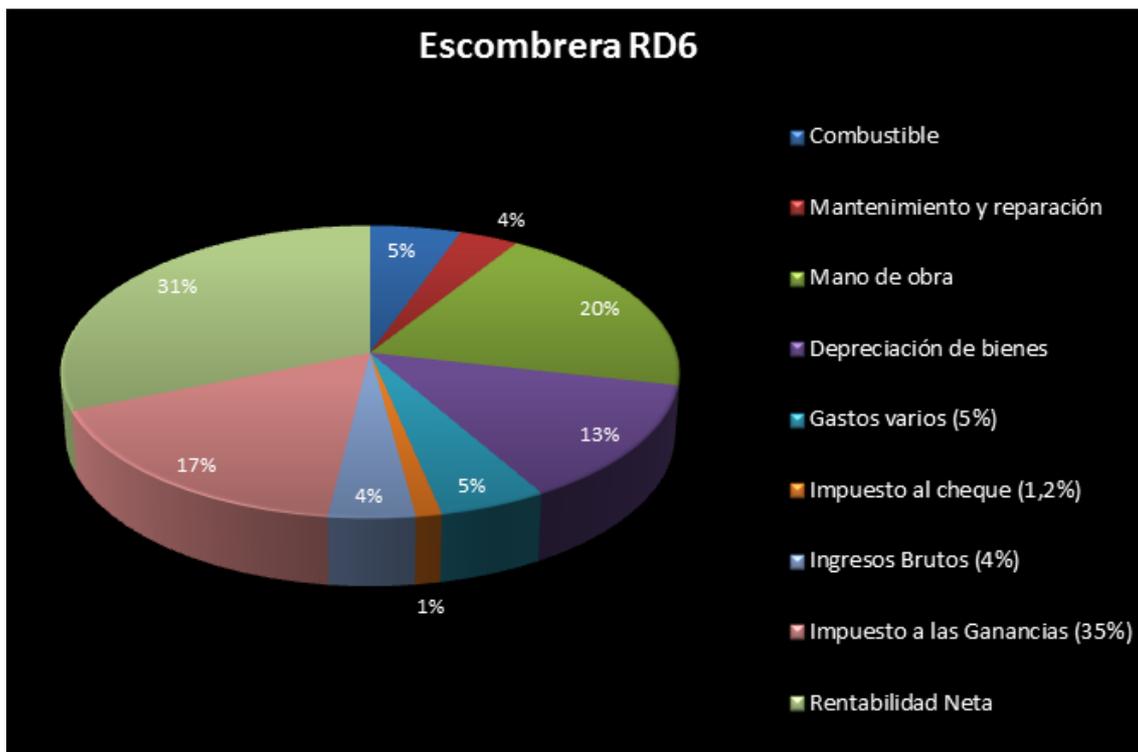
Etapa 3

Fks en bloque	Por tonelada	%	Albita	Por tonelada	%
Precio de venta	570,00	100	Precio de venta	470,00	100
Combustible	19,82	3,48	Combustible	19,82	4,22
Mantenimiento y reparación	30,24	5,31	Mantenimiento y reparación	30,24	6,43
Mano de obra	61,25	10,75	Mano de obra	61,25	13,03
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,11
Aceros de perforación	1,26	0,22	Aceros de perforación	1,26	0,27
Depreciación de bienes	31,00	5,44	Depreciación de bienes	31,00	6,60
Servicio de voladura	22,79	4,00	Servicio de voladura	22,79	4,85
Gastos 5%	28,50	5,00	Gastos (5%)	23,50	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	6,84	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	5,64	1,20
Ingresos Brutos (4%)	22,80	4,00	Ingresos Brutos (4%)	18,80	4,00
Sumatoria de gastos	225,02	-	Sumatoria de gastos	214,82	-
Rentabilidad Bruta	344,98	60,52	Rentabilidad Bruta	255,18	54,29
Impuesto a las Ganancias (35%)	120,74	21,18	Impuesto a las Ganancias (35%)	89,31	19,00
Rentabilidad Neta	224,24	39,34	Rentabilidad Neta	165,87	35,29



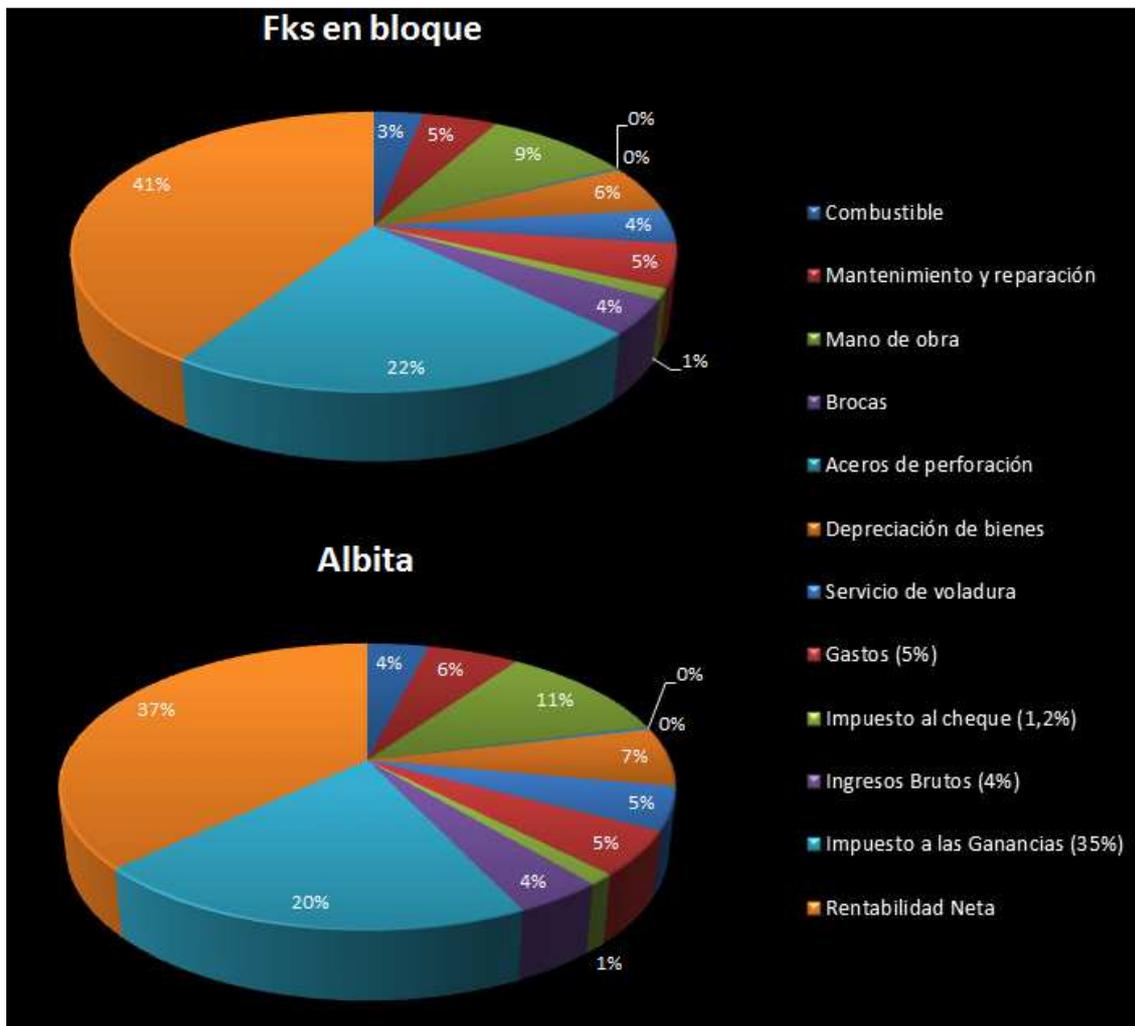
Etapa 4

Escombrera RD6	Por tonelada	%
Precio de venta	235,00	100
Combustible	12,64	5,38
Mantenimiento y reparación	8,26	3,52
Mano de obra	46,15	19,64
Brocas	-	-
Aceros de perforación	-	-
Depreciación de bienes	31,00	13,19
Servicio de voladura	-	-
Gastos varios (5%)	11,75	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	2,82	1,20
Ingresos Brutos (4%)	9,40	4,00
Sumatoria de gastos	122,03	-
Rentabilidad Bruta	112,97	-
Impuesto a las Ganancias (35%)	39,54	16,83
Rentabilidad Neta	73,43	31,25



Etapa 5

Fks en bloque	Por tonelada	%	Albita	Por tonelada	%
Precio de venta	570,00	100	Precio de venta	470,00	100
Combustible	18,09	3,17	Combustible	18,09	3,85
Mantenimiento y reparación	27,11	4,76	Mantenimiento y reparación	27,11	5,77
Mano de obra	53,28	9,35	Mano de obra	53,28	11,34
Brocas	0,52	0,09	Brocas	0,52	0,11
Aceros de perforación	1,26	0,22	Aceros de perforación	1,26	0,27
Depreciación de bienes	31,00	5,44	Depreciación de bienes	31,00	6,60
Servicio de voladura	22,79	4,00	Servicio de voladura	22,79	4,85
Gastos (5%)	28,50	5,00	Gastos (5%)	23,50	5,00
Impuesto al cheque (1,2%)	6,84	1,20	Impuesto al cheque (1,2%)	5,64	1,20
Ingresos Brutos (4%)	22,80	4,00	Ingresos Brutos (4%)	18,80	4,00
Sumatoria de gastos	212,18		Sumatoria de gastos	201,98	
Rentabilidad Bruta	357,82	62,78	Rentabilidad Bruta	268,02	57,03
Impuesto a las Ganancias (35%)	125,24	21,97	Impuesto a las Ganancias (35%)	93,81	19,96
Rentabilidad Neta	232,58	40,80	Rentabilidad Neta	174,21	37,07



Anexo IV

Costos de extracción de estéril por etapas

Etapa 1

Estéril	Por toneladas
Combustible	22,32
Mantenimiento	44,98
Sueldos	24,51
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,52
Aceros de perforación	1,26
Total	145,60

Etapa 2

Estéril	Por toneladas
Combustible	21,12
Mantenimiento	24,54
Personal	80,12
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,49
Aceros de perforación	1,26
Total	181,32

Etapa 3

Estéril	Por tonelada
Combustible	18,60
Mantenimiento	34,84
Sueldos	25,63
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,52
Aceros de perforación	1,26
Total	134,64

Etapa 4

Estéril	Por tonelada
Combustible	24,43
Mantenimiento	21,07
Personal	64,37
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,49
Aceros de perforación	1,26
Total	165,41

Etapa 5

Estéril	Por tonelada
Gastos de combustible	22,32
Mantenimiento	44,98
Sueldos	8,54
Depreciación de bienes	31,00
Servicio de voladura	22,79
Brocas	0,52
Aceros de perforación	1,26
Total	131,41