



**FACULTAD DE INGENIERÍA Y
ARQUITECTURA**

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

**INFLUENCIA DEL SISTEMA DUAL NO ELÉCTRICO
EN LOS COSTOS DE VOLADURA EN TAJEOS DE LA
U.E.A. ISLAY, 2013 - 2015**

PRESENTADO POR:

Bach. JUAN JOSÉ LASTRA GÓMEZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PASCO – PERÚ

2018

DEDICATORIA

A mis padres por su apoyo incondicional durante mi vida personal y profesional.

AGRADECIMIENTO

Mis Sinceros agradecimientos a los ingenieros de Unidad Económica Administrativa Islay y Unidad Económica Administrativa Chungar:

Ing. Elvis Anchiranco R.

Superintendente de planeamiento de la U.E.A. Islay

Por su buena disposición en datos de planeamiento.

Ing. Oscar Macuri C.

Superintendente de Mina de la U.E.A. Islay

Por los consejos, apoyo y experiencia profesional en el asesoramiento hasta su culminación del presente trabajo.

Ing. Juan Astuvilca R.

Jefe de Guardia Zona Compañía de la U.E.A.Chungar

Por su gran ayuda en proporcionar los datos para la presente investigación

Ing. Raúl León C.

Supervisor de Mina de la U.E.A. Chungar

Por su gran apoyo y experiencia profesional en el asesoramiento de mi Proyecto hasta su culminación de la misma.

RESÚMEN

La Unidad Económica Administrativa Islay, dedicado a la explotación de minerales, ha venido enfrentando inconvenientes en el área de voladura, problema que se sumerge en los *elevados costos de voladura* en los tajeos que dicho sea de paso son de tipología Breasting.

La aparición de un nuevo producto “*sistema dual no eléctrico*” se presenta dentro de la Minera Islay el año 2013, con lo que trae consigo grandes beneficios en tiempos de carguío, optimizaciones en longitudes de avances y sobre todo ataca el problema principal: Elevados costos de voladura. La investigación establece como objetivo general determinar la influencia de este producto en los costos de voladura, no dejando de lado establecer las relaciones de tiempo de carguío, como también la optimización de las longitudes de avance. Como investigadores creemos firmemente que, si existe influencia del sistema dual en los costos de voladura, como también afirmamos la relación del mismo sistema en los tiempos de carguío y respectivas optimizaciones en las longitudes de avance.

Damos a conocer también que este estudio tiene un diseño pre experimental dentro de su desarrollo, cumpliendo así con las disposiciones y requisitos de dicho diseño, se trabaja también usando los instrumentos de acopio de datos adecuados, que en nuestro caso es el análisis documental aplicado a un análisis estadístico y contrastando las hipótesis con el test estadístico T- Student. Se recalca que la información ha sido proporcionada por personal encargado de este nuevo sistema (fuente secundaria), así mismo la población de estudio es de 34 tajeos y una muestra de 24 tajeos selectivos, lo que cumple con los requisitos de una investigación pre experimental.

Como resultado final se detalla la correlación que existe entre las variables de estudio, se realiza un comparativo entre el sistema convencional y sistema dual, habiendo una diferencia

significativa, costo que en promedio el sistema dual ahorra US\$ 4.99 por tajeo a comparación del sistema de iniciación convencional (sistema antiguo). Por su parte el sistema dual establece una relación con los tiempos de carguío de 30 minutos en comparación con el sistema convencional. De la misma manera el sistema dual no eléctrico por medio de un PETS, que se ha creado, ha ayudado en la optimización de longitud de avance por Tajeo que en promedio es de 3.0 metros con una efectividad de 95% de voladura en comparación al sistema convencional.

SUMMARY

The Administrative Company Islay, dedicated to the exploitation of minerals, has been facing problems in the area of blasting, a problem that is submerged in the high costs in the tajeos which, incidentally, are of Breasting type.

The appearance of a new product "Dual Non-Electric System" is presented by the Mining Islay in 2013, which brings great benefits in times of loading, optimizations in lengths of progress and above all attacks the main problem: High costs of blasting. The research establishes as a general objective to determine the influence of this product on the costs of blasting, not leaving aside the load time relationships, as well as the optimization of the advance lengths. As researchers, we firmly believe that, if there is influence of the dual system on blasting costs, as we also affirm the relationship of the same system in loading times and respective optimizations in the advance lengths.

We also report that this study has a pre-experimental design in its development, thus complying with the provisions and requirements of said design, we also work using the appropriate data collection instruments, which in our case is the documentary analysis applied to a statistical analysis and contrasting hypotheses with the T-Student statistical test. It is emphasized that the information has been provided by personnel in charge of this new system (secondary source), the study population is 34 tajeos and a sample of 24 selective tajeos, which meets the requirements of a pre-experimental investigation.

As a result, the correlation between the study variables is detailed, a comparison between the conventional system and the dual system, there being a significant difference, cost that on average the dual system saves US \$ 4.99 by tajeo compared to the system of conventional initiation (old system). For its part, the dual system establishes a relationship with loading

times of 30 minutes compared to the conventional system. In the same way the non-electrical dual system by means of a PETS, which has been created, has helped in the optimization of advance length by tajeo, which in average is 3.0 meters. with a 95% effectiveness of blasting compared to the conventional system.

SINTESIS

La presente investigación detalla la aplicación del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura, investigación desarrollada en la U.E.A. Islay propiedad de la compañía minera volcan S.A. A., para ello se ha tomado una muestra de 24 tajeos subterráneos donde se ha aplicado trabajos de voladura convencional y voladura con del sistema dual, dándonos resultados favorables para el sistema dual no eléctrico. La reducción de costo es de 4.99US\$/Tj. En comparación del sistema convencional.

El cambio de los iniciadores para las voladuras ha sido fundamental a través de una capacitación continua a los supervisores y trabajadores en área de voladura por la empresa Chemtrade S.A.C. Estos mismos son los que nos proporcionan los accesorios Muki. (sistema dual no eléctrico). También se ha podido lograr un mejor avance lineal en las voladuras, siendo este mismo de 2.99 a 3.05 mts de avance con una efectividad de voladura de 95% de una perforación de 3.10mts. Así mismo se ha podido reducir los tiempos de carguío de explosivos de un antecedente de 1hora 14 minutos con el sistema convencional a 41 minutos con el sistema dual no eléctrico, de una forma indirecta se logrado mejorar la logística en inventarios del sistema dual no eléctrico debido a que solo se manejan iniciadores duales de un solo tiempo, mecha de arranque dual y mecha de ignición dual, siendo todos estos de un solo retardo para las voladuras.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESÚMEN	iii
SUMMARY	v
SINTESIS	vii
INDICE DE CONTENIDO	viii
INDICE DE CUADROS.....	xi
INDICE DE TABLAS	xii
INDICE DE FIGURAS.....	xiv
INTRODUCCIÓN	xvi
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO	
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	1
1.1.1. Geología Regional.....	2
1.1.2. Geológica Local	7
1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACION	7
1.2.1 Formulación Delimitación Espacial.....	7
1.2.2 Delimitación Temporal.	9
1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	9
1.3.1. Problema General.....	9
1.3.2. Problema Específicos	9
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	10
1.4.1. Objetivos Generales	10
1.4.2. Objetivos Específicos.....	10
1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	11
1.5.1. Hipótesis General	11
1.5.2. Hipótesis Especifico.....	11
1.6. VARIABLE DE LA INVESTIGACIÓN	11

1.6.1. Variable Independiente.....	11
1.6.2. Variable Dependiente	12
1.6.3. Operacionalización de Variables	12
1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	13
1.7.1. Tipo de Investigación	13
1.7.2. Nivel de Investigación	14
1.7.3. Método de Investigación.	14
1.7.4. Diseño de Investigación.....	14
1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.	15
1.8.1. Población	15
1.8.2. Muestra	15
1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	16
1.9.1. Técnicas.	16
1.9.2. Instrumentos.	16
1.10. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	16
1.10.1. Justificación	16
1.10.2. Importancia.....	17
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	18
2.2. BASES TEÓRICAS	24
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	66
CAPITULO III: PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS	
3.1. Prueba de Hipótesis.....	71
3.1.1. Hipótesis General	71
3.1.2. Hipótesis Especificas	76
CAPÍTULO IV: PRESENTACION DE RESULTADOS	
4.1. CONFIABILIDAD Y VALIDACION DEL INSTRUMENTO	92
4.1.1. Confiabilidad del Instrumento	92
4.1.2. Validación del Instrumento	95
4.2. ANALISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES.	95

4.3. PRUEBA DE NORMALIDAD	98
CAPITULO V: DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	
? 5.1. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.....	102
CONCLUSIONES.....	104
RECOMENDACIONES.....	106
FUENTE DE INFORMACIÓN.....	107
ANEXOS	109

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1. Ruta hacia U.E.A. Islay.....	8
Cuadro 2. Tiempo Nominales de Muki.....	27
Cuadro 3. Datos para Contratación de Hipótesis.....	70
Cuadro 4. Dimensión de Hipótesis General.....	71
Cuadro 5. Promedio de Costos Sistema Convencional y Sistema Dual.....	75
Cuadro 6. Dimensión de Hipótesis Especifica 1.....	76
Cuadro 7. Promedio de Tiempo Carguío.....	80
Cuadro 8. Dimensión de Hipótesis Especifico 2.....	81
Cuadro 9. Tabla de promedio longitud de avance.....	85
Cuadro 10. Dimensión de Hipótesis Especifica 3.....	86
Cuadro 11. Promedio de Costo Sistema Convencional y Sistema Dual.....	90
Cuadro 12. Diferencia de costos de voladura.....	90

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variable Independiente	12
Tabla 2. Operacionalización de Variable Dependiente.....	13
Tabla 3. Precios Unitarios de Voladura - Islay	46
Tabla 4. Precios Unitarios de Accesorios de Voladura.....	46
Tabla 5. Malla de Perforación y Voladura Sistema Convencional	52
Tabla 6. Numero de faneles	52
Tabla 7. Malla de Perforación y Voladura con Sistema Dual.....	54
Tabla 8. Matriz de Análisis Datos - U.E.A. Islay desde 2013 al 2015	71
Tabla 9. Prueba de Normalidad para Hipótesis General.....	72
Tabla 10. Prueba de T Student para Hipótesis General	73
Tabla 11. Prueba Estadística de Costos entre Sistema Convencional y	74
Tabla 12. Costos Totales de Voladura Tajeo 2013 - 2015.....	75
Tabla 13. Prueba de Normalidad para Hipótesis especifica 1	77
Tabla 14. Prueba de T Student para Hipótesis Especifica 1	78
Tabla 15. Tabla de muestras Emparejadas y Medias.....	79
Tabla 16. Prueba de Normalidad para hipótesis Especifica 2.....	82
Tabla 17. Prueba T Student para Hipótesis especifica 2.....	83
Tabla 18. Muestras Emparejadas y Medias	84
Tabla 19. Prueba de Normalidad para Hipótesis Especifica 3.....	87
Tabla 20. Prueba T- Student para Hipótesis Especifica 3.....	87
Tabla 21. Muestras Emparejadas y medias.....	88
Tabla 22. Costos Totales de Voladura de Tajeo 2013 - 2015	91
Tabla 23. División de muestra para método Split halves.....	93
Tabla 24. Análisis Cuantitativo del Sistema Convencional – Sistema dual	96

Tabla 25. Tabla del Sistema Dual No Eléctrico y Costos de Voladura	97
Tabla 26. Prueba de Normalidad para Hipótesis General.....	98
Tabla 27. Prueba de Normalidad para Hipótesis especifica 1	99
Tabla 28. Prueba de Normalidad para hipótesis Especifica 2.....	100
Tabla 29. Prueba de Normalidad para Hipótesis Especifica 3	101

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Plano Geológico Islay - Chungar	3
Figura 2. Lito Estratigraficas de la Geología Regional.....	6
Figura 3. Ubicación de la U.E.A. Islay	8
Figura 4. Diseño de Investigación	15
Figura 5. Fulminante N° 12	25
Figura 6. Tubo de Choque	26
Figura 7. Fulminante de Retardo	26
Figura 8. Iniciador de Arranque.....	27
Figura 9. Mecha de Ignición	27
Figura 10. Influencia de Retardos en el Carguío de Mineral.....	29
Figura 11. Punto de Equilibrio.....	45
Figura 12. Ciclo de Minado	50
Figura 13. Desate de Rocas.....	56
Figura 14. Repaso de Desate de Rocas	56
Figura 15. Verificación de Taladro	57
Figura 16. Traslado de Explosivos Hacia Tajeo	57
Figura 17. Encebado de Cartuchos	58
Figura 18. Colocación de Cebo Dentro del Taladro	59
Figura 19. Colocación de Vigías.....	59
Figura 20. Señal para Longitud de Avance.....	61
Figura 21. Medición de Longitud de Avance	61
Figura 22. Método de Minado Corte Y Relleno Ascendente.....	63
Figura 23. Método de Minado Taladros Largos	65
Figura 24. Método de Minado Cámaras y Pilares.....	66

Figura 25. Campana de Gauss para Hipótesis General	73
Figura 26. Comparativos de Costos Sistema Convencional – Sistema Dual.....	74
Figura 27. Costos Totales de Voladura Tajeo 2013 - 2015	76
Figura 28. Campana de Gauss para Hipótesis Especifica 1	78
Figura 29. Comparativo de Tiempo de Carguío entres Sistema Convenci.....	80
Figura 30. Campana de Gauss para Hipótesis especifica 2	83
Figura 31. Longitud de Avance entre Sistema Dual y Sistema Conven.....	84
Figura 32. Campana de Gauss para Hipótesis Especifico 3.....	88
Figura 33. Costo de Voladura Entre Sistema Convencional y Sistema D.....	89
Figura 34. Costos de voladura de tajeos 2013 - 2015	91
Figura 35 Método de Mitades Partidas (split-haves)	92
Figura 36. Grado de correlación para ambos grupos	94
Figura 37. Interpretación del coeficiente de confiabilidad	95

INTRODUCCIÓN

La presente Investigación denominada “Influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos en la U.E.A. Islay 2013 - 2015 “. Es un trabajo que reconoce los beneficios y detalla la correlación entre sistema dual no eléctrico y los costos de voladura.

El sistema dual no eléctrico responde a algunos problemas de voladura que la mina Islay tiene, problemas que han estado mejorando con su respectiva implementación, se detalla que posee la capacidad de mejorar tiempos de carguío, mejora la longitud de avance y disminuye los costos unitarios.

El trabajo de investigación se divide en cinco capítulos, el primer y segundo capítulo basado en la teoría, describe la realidad problemática, delimitación, formulación de problemas, objetivos e hipótesis de la investigación, Operacionalización de variables, tipo y nivel de investigación, método y diseño, técnicas e instrumentación, población, muestra, justificación e importancia. Además, se da alcances de los antecedentes de investigación, marco histórico, marco teórico y glosario de términos y aspectos de toma de datos del sistema dual no eléctrico.

Por su lado, la parte los capítulos terceros, cuarto y quinto están basados al análisis estadístico, así mismo se explica el desarrollo de la investigación, confiabilidad, validación de los instrumentos. Análisis cuantitativo de las variables y pruebas de normalidad. Y como parte final, la contratación de hipótesis aplicando un sistema de test estadístico que dará confiabilidad a nuestra investigación, para luego proceder al análisis respectivo, llegando a la interpretación de resultados y finalizando en la discusión, conclusión y recomendación.

El autor.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Dentro de la actividad minera, la industria y la tecnología se han desarrollado nuevas técnicas y métodos, y el sector busca mejores productos. En la U.E.A. Islay dedicado a la extracción de recursos naturales no renovables (mineral), se continúa utilizando el sistema de iniciación con faneles (Sistema convencional) en el proceso de voladura para la fragmentación de la roca, complementando este sistema por el cordón detonante para su iniciación, la que genera un costo adicional a los precios unitarios en voladura de rocas en tajeos. Por ello la U.E.A. Islay apuesta por las nuevas tecnologías para la optimización de costos en voladura, es así como implementa el sistema dual no eléctrico, a lo cual esta investigación describe el proceso de implementación y ejecución.

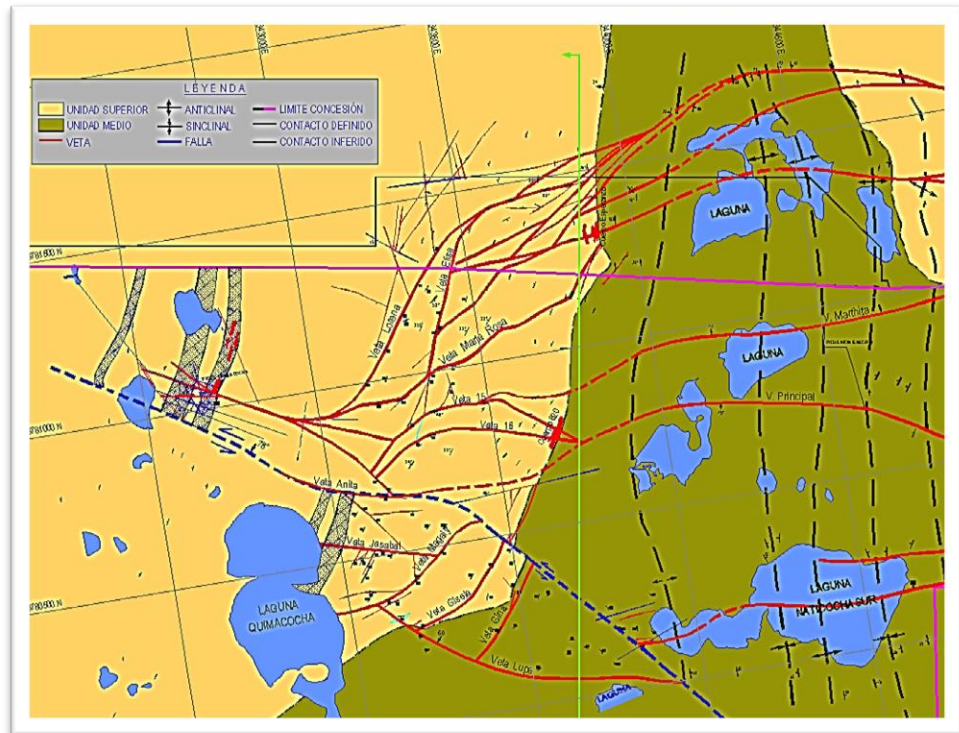
Así mismo describiremos la geología local y regional de U.E.A. Islay para mayor entendimiento del tipo de terreno y principales minerales de extracción de empresa minera.

1.1.1 Geología Regional.

Regionalmente tiene las mismas características metalogénicas que la mina Huarón relacionadas a una actividad Tectónica - Magmática, los depósitos minerales se han ubicado dentro de un anticlinal asimétrico de doble hundimiento que se orienta al N25°W; el anticlinal está constituido por rocas sedimentarias continentales del terciario inferior del grupo Casapalca (Capas Rojas).

Los cuales han sido plegados por fuerzas tectónicas cuya resultante, orientada al N65°E y hacia arriba, fue aplicada en la parte central del distrito. El relajamiento de fuerzas tectónicas compresionales originaron zonas de tensión por las cuales se emplazaron diques axiales longitudinales y transversales de composición monzonítica cuarcífera, una reactivación tectónica post-intrusiva intensificó los esfuerzos compresionales de acción dómica y originó el fracturamiento premineral transversal E-W y el longitudinal Norte-Sur y el movimiento hórstico de la parte central del distrito. (ver figura 1 y 2).

Figura 1. Plano Geológico Islay - Chungar



Fuente: Departamento de Geología Chungar S.A.C.

Los depósitos minerales están constituidos por vetas, bolsonadas y vetas mantos, donde el mayor volumen de mineral está contenido en las vetas, las cuales se distribuyen en dos sistemas convergentes: ambos con dirección Este-Oeste, pero con buzamiento al norte y el otro con buzamiento al Sur, las bolsonadas se ubican en la intersección de las vetas con los horizontes de chert y conglomerados; las vetas son rellenos de fracturas simoidales.

La circulación de soluciones hidrotermales en diferentes épocas y posteriores a las respectivas reaperturas de cajas, formación de brechas y desarrollo de nuevas fracturas han originado tres ciclos de precipitación

mineral que se atribuyen esencialmente a la disminución en el contenido energético del pluton infrayacente que datan al magmatismo del Mioceno.

La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraetrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena) y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presenta un zoneamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita triglifa y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, barita, rodocrosita y calcita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas

ocupadas por los precipitados anteriores. La veta Principal, Precaución, Cabrillas, Marthita y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la de la actividad tectónica posterior al segundo ciclo de mineralización, las fracturas pre-existentes de las vetas Principal y Precaución se alargan y profundizan más en zonas aun no exploradas hasta la actualidad.

1.1.2 Geología Local

La U.E.A. Islay Geológicamente se encuentra en el complejo metalogénico de Huarón, cuya área corresponde a un ambiente sedimentario con depósitos de cobertura superficial por volcánico-sedimentarios; donde predominan las rocas clásticas y volcánico-clásticas; la ocurrencia es en estratos sub horizontales de margas y tobas dasíticas; la alteración regional es intensa, con diferentes grados de alteración hidrotermal. Las estructuras mineralizadas se presentan en vetas y cuerpos hidrotermales de Zn, Pb y Ag; Los cuerpos se caracterizan por presentar brechamiento y craquelamiento con disseminación de sulfuros que contienen además vetas y vetillas discontinuas.

1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACION

1.2.1 Formulación Delimitación Espacial.

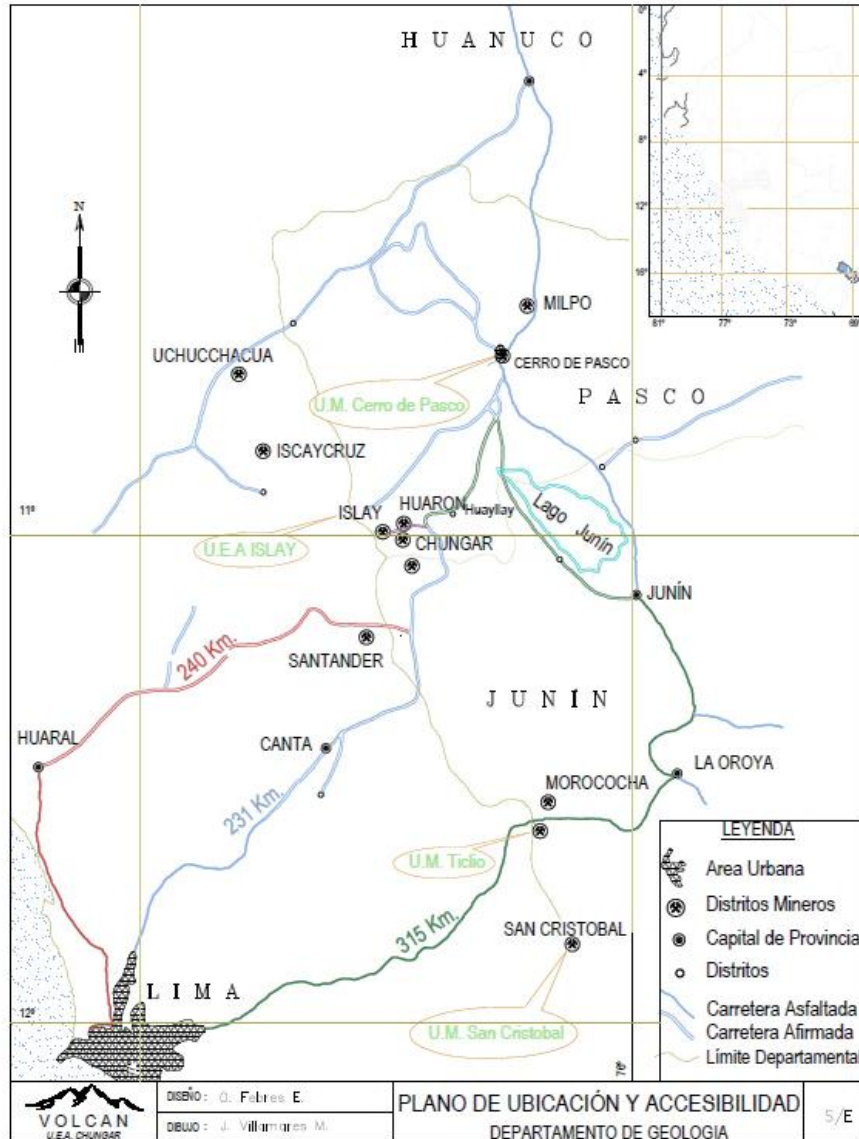
La U.E.A. Islay Está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciario, y la zona presenta un clima frío y seco típico de puna, La altitud de la mina se encuentra en 4,610 m.s.n.m. (ver figura 3 y cuadro 1).

Coordenadas U.T.M.: Unidad Económica Administrativa Islay.

N : 8'742,877.88

E : 339,496.71

Figura 3 Ubicación de la U.E.A. Islay



Fuente: Departamento de Geología Chungar S.A.C.

Cuadro 1 Ruta hacia U.E.A. Islay

RUTA	DISTANCIA Km.	TIEMPO Hrs.
Lima – Oroya – Shelby – Huayllay – Mina Islay	315	6
Lima – Canta – Mina Chungar – Mina Islay	231	5
Lima – Huaral – Mina Chungar – Mina Islay	240	6

Fuente: Elaboración propia

1.2.2 Delimitación Temporal.

El estudio de la investigación se ejecuta en el periodo de Septiembre del 2013 hasta Marzo del 2015, periodo donde se aplicó el sistema dual no eléctrico en mencionada minera.

1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

El tema de costos es un indicador de prosperidad a lo cual en el mundo es de mucha controversia. Las empresas buscan reducir los costos optimizando materia prima, recursos humanos y sobre todo procesos. La U. E. A. Islay no es ajeno a este tipo de circunstancias, en el afán de optimizar los costos de voladura se ha implementado el uso de sistema dual no eléctrico quien promete reducir costos en voladura. A continuación, se detalla el esquema de problemas.

1.3.1 Problema General

¿Existe influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 - 2015?

1.3.2 Problema Específicos

- a) ¿Cuál es la relación del sistema dual no eléctrico y tiempos de carguío para voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 – 2015?
- b) ¿Será factible optimizar con el sistema dual no eléctrico la longitud de avance en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015?
- c) ¿Cuál es la diferencia de los costos de voladura con el uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de U.E. A. Islay, 2013 - 2015?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

Hoy las empresas mineras trabajan buscando la mejora continua de toda su área, en lo cual cada área plantea una serie de soluciones a diversos problemas, no obstante, el área de voladura, inmerso en el área de operaciones, innova y busca nuevas tecnologías y métodos que puedan ayudar a enfocarse a los principios de rentabilidad apostando por el sistema dual no eléctrico, al buscar la reducción de sus costos en voladura. De esta manera la presente investigación tiene objetivos de sustanciales mejoras, por ello, a continuación, le hacemos llegar los objetivos:

1.4.1 Objetivos Generales

Determinar si existe influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 - 2015.

1.4.2 Objetivos Específicos

- a) Especificar cuál es la relación del sistema dual no eléctrico y los tiempos de carguío para voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 – 2015.
- b) Optimizar con el sistema dual no eléctrico la longitud de avance en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015.
- c) Calcular la diferencia de los costos de voladura con el uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de U.E.A. Islay, 2013 – 2015.

1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

Consideramos ciertas afirmaciones como las más adecuadas para la presente investigación y son:

1.5.1 Hipótesis General

Existe influencia directa del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015.

1.5.2 Hipótesis Específico

- a) El sistema dual no eléctrico se relaciona con los tiempos de carguío favorablemente en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 – 2015.
- b) Si usamos adecuadamente el sistema dual no eléctrico, entonces es posible optimizar la longitud de avance en los tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015.
- c) Existe diferencia en los costos de voladura con el uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de la U.E. A. Islay, 2013 – 2015.

1.6. VARIABLE DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1 Variable Independiente

Sistema dual no eléctrico

Es el conjunto de accesorios que permiten la iniciación de las voladuras en los frentes o tajeos (Ver tabla 1).

1.6.2 Variable Dependiente

Costos de voladura en tajeos.

Son todos los costos y gastos que se consideren para explotar los tajeos de la forma más óptima (Ver tabla 2).

1.6.3 Operacionalización de Variables

Tabla 1 Operacionalización de Variable Independiente

Variable	Dimensión	Indicadores	Índice
Sistema dual no eléctrico	Tiempo	Tiempo de carguío	a.- [70.5 - 81 min]
			b.- [60 – 70.5 min. >
			c.- [49.5- 60 min. >
			d.- [39 – 49.5 min. >
	Longitud	Longitud de avance	a.-[3.02 - 3.10 mts.]
			b.-[2.94 - 3.02 mts.>
			c.- [2.86 - 2.94 mts.>
			d.-[2.78 - 2.86 mts.>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2 Operacionalización de Variable Dependiente

Variable	Dimensión	Indicadores	Índice
Costos de voladura en tajeos (sistema dual)	Costos de adquisición	Muki	1.05 USS/UNID
		Iniciador de arranque dual	1.19 USS/UNID
		Cordón de ignición dual	0.65 USS/UNID
Costos de voladura en tajeos (sistema convencional)	Costos de adquisición	Fanel	1.18 USS/UNID
		Cordón Detonante 5p	0.16 USS/mts
		Cordón de Ignición Carmex	0.18 USS/UNID

Fuente Elaboración propia

1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1 Tipo de Investigación

- Según el tipo de conocimientos previos: **Científicas**
- según la naturaleza del objeto del estudio: **Científicas Formal**
- según el tipo de pregunta planteada en el problema: **Teórica, descriptiva relacionales no causal.**
- Según el método de contratación de la Hipótesis: **De causa a efecto Pre experimentales.**
- Según el método de estudio de las variables: **Cuantitativas.**
- Según el número de variables: **Bivariada.**
- según el ambiente que se realizan: **De gabinete.**

- Según el tipo de datos que producen: **Primarias.**
- Según el enfoque utilitario predominante: **Teorética o Especulativas.**
- Según la profundidad con que se trate el tema: **Estudios en Profundidad o propiamente Dichos.**
- Según el tiempo de aplicación de la variable: **Longitudinal o Diacrónica.**

1.7.2 Nivel de Investigación

El nivel de investigación que utilizaremos en la investigación se adapta al nivel descriptivo correlacional debido a los datos recolectados del sistema dual no eléctrico.

1.7.3 Método de Investigación.

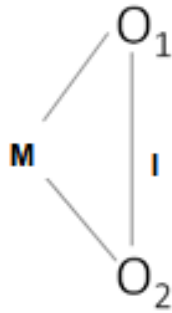
La actual investigación se ejecutó según el Método Científico analítico, basado en las características peculiares del análisis de los datos de los Tajeos de la U.E.A. Islay. De los años 2013 hacia el 2015.

1.7.4 Diseño de Investigación.

El diseño que utilizamos en la investigación es de carácter Pre Experimental.

El diseño es la siguiente, (ver figura 4).

Figura 4 Diseño de Investigación



Fuente: Elaboración propia

Donde:

O_1 = Medición Antes de la aplicación de la variable independiente.

M = Muestra.

O_2 = Medición después de la aplicación de la variable independiente.

I = Aplicación de la Variable Independiente.

1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.

1.8.1 Población

La población se encuentra dentro de las labores (tajeos tipo Breasting) de las instalaciones de la U.E.A. Islay. Siendo en total 34 tajeos el universo de estudio.

1.8.2 Muestra

En el caso de nuestra investigación las muestras serán las labores de tajeo en producción de la U. E.A. Islay desde 2013 al 2015, haciendo un total de 24 labores que fueron sometidos a estudio. La elección de la muestra es *selectiva No probabilística*, la cual depende del proceso de toma de decisiones de los investigadores.

R. Hernandez Sampieri (2010), Metodología de la Investigación, 5ta edición:

“En las muestras no probabilísticas, la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de causas relacionadas con las características de la investigación... el procedimiento no es mecánico ni con base a fórmulas de probabilidad”, (pág.176).

1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

1.9.1 Técnicas.

La técnica de recolección de datos es en base en el análisis documental de la información que la U.E.A. Islay a procesado durante los periodos 2013 al 2015.

1.9.2 Instrumentos.

El instrumento que hemos utilizado para la recolección de datos es la **Matriz de Análisis de datos**, actividad que requiere el procesamiento estadístico riguroso.

1.10. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN.

1.10.1 Justificación

Debido a que en nuestro país se utiliza el diseño de las mallas con la iniciación convencional en el proceso de voladura, no se tienen los resultados deseados, por el desconocimiento de nuevos métodos y tecnologías, El presente estudio abarca nuevos métodos y técnicas, se tiene

la necesidad de determinar la influencia de sistema dual para optimizar los costos y mayor eficiencia en longitud de avance.

Por tal razón creemos que es importante dar a conocer esta investigación a la comunidad minera y a sus respectivos interesados, la repercusión que con lleva la implementación de un sistema dual no eléctrico.

1.10.2 Importancia

El sistema dual no eléctrico es importante debido a que se relaciona a los costos de voladura y es necesario la integración de nuevas tecnologías de voladura para disminuir cada vez más los costos, no dejando de lado la importancia de administrar de forma adecuada los recursos. Sabiendo todo lo mencionada líneas arriba, creemos que es importante la pronta aplicación de este sistema de voladura a todas las mineras para que trasciendan los costos en voladura, de esta manera las mineras se beneficiarán significativamente.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Huanuqueño (2014) tesis “Costos de voladura usando el detonador no eléctrico dual en las labores subterráneas U.E.A. Chungar, Compañía Minera Volcan S.A.A.” Universidad Nacional del Centro Perú – Huancayo, cuyos resultados fueron:

Es válido disminuir los costos de voladura con el uso del detonador no eléctrico de doble retardo con un resultado 0.88 US\$/Ton beneficiosa para optimización de las operaciones mineras en la U.E.A. Chungar.

Además, el fácil y seguro manejo del detonador no eléctrico y sus benéficos en la estabilidad de las labores subterráneas en la U.E.A. Chungar.

En las voladuras realizadas con detonadores no eléctricos de doble retardo, se inicia eficientemente toda la columna de carga de los taladros disparados

Jáuregui (2008). "Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura" Pontificia Universidad Católica del Perú. Que concluye:

En perforación en un frente de 3.5 X 3 es de 160.97 USD/ML y con los estándares de la capacitación constante se redujo a 125.04 USD/ML, como también en voladura se obtuvo 9.27 USD/M³ y se ha optimizado 7.15 USD/M³ y se determinó perforar con una barra de 14 pies.

Como parte final se determina los costos antes y final en el ciclo de minado en US\$/TM y estos son:

Perforación 2.51-1.95 (utilizando una barra de 14 pies), en voladura de 1.73 - 1.33, limpieza y acarreo 1.01 - 1.35, en sostenimiento con Split set de 0.55 - 0.55, sostenimiento con Shotcrete de 1.48 - 1.71. Determinando un costo que optimización de 7.29 a 6.89 y un ahorro de 0.39 US\$/ML.

Se recomienda cambiar el arranque con el corte quemado en rombo, utilizar la barra de 14 pies, el pintado de malla para determinar el orden y espaciamiento o utilizar guidores para mayor paralelismo entre los taladros, capacitar al personal en perforación y carguío con cursos que brinda CETEMIN o EXSA. En voladura el carguío de explosivo sólo debe ser de ser 2/3 de la longitud del taladro, y teniendo como factor de potencia 0.97Kg/M³.

Wilfredo (2008) "voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia" Mina San Rafael, donde expone: Esta investigación se desarrolla a través de un modelo matemático de áreas expuestas en IV

CONEINGEMMET-Huancayo 2003. Determinando por esta misma modelo matemática influencia en los parámetros de perforación, voladura y pronosticar la fragmentación de Kuz-Ram en la mina Vinchos ubicada en el departamento de Pasco.

El diseño de la malla de perforación y voladura, se realizó obteniendo datos como: diámetro de broca, longitud de perforación, eficiencia de voladura, tipo de explosivos, accesorios, tipo de roca, R.Q.D. resistencia de la roca, densidad de rocas. Determinando la malla de perforación con arranque tipo rombo en sección de 4 x 4 metros, con una longitud de taladro de 3.93 metros, diámetro de taladro de producción igual a 45 mm, diámetro de taladros de alivio igual a 100 mm 35 taladros de producción, tres taladros de alivio de 35mm y el repaso de los taladros de alivio con broca de 100 mm haciendo un total de 41 talados perforados. La utilización de exceles de la empresa EXSA con una eficiencia de voladura de 95% de avance equivalentes a 3.73 metros y un análisis granulométrico de Kuz Ram de tamaño de fragmentación oscilantes de 0.08 a 12.78 centímetros. Las pruebas se realizaron en 300 perforaciones y voladuras en seis meses concluyendo que es posible diseñar una nueva teoría de cálculo de malla de perforación mediante el modelo matemático de áreas.

Mamani (2016) "Análisis y optimización de costos de perforación y voladura en la construcción del canal San Antonio de Miña" Universidad Nacional del Altiplano – Puno, donde concluye:

Esta investigación se realizó mediante un análisis de los procesos en la construcción del canal San Antonio considerando los aspectos de: Mapeo Geomecánico, elección de maquinaria Copco ECM 720 adecuada para la perforación, explosivos. Determinando el RMR de 62 a 75, y la malla de perforación tiene el orden de Burden 0.8 a 0.9m. Utilizando el agente de explosivo ANFO con un factor de carga de 0,80 a 1.2 Kg/m³. Para la construcción del canal reduciendo los costos 4.76 US\$/tal que en total suman 15 485.39 US\$.

Cáceres (2017) “Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10 014 de la Empresa Minera MARSA” Universidad Nacional del Altiplano – Puno. Donde menciona:

Para optimizar las actividades de perforación y voladura se debe rediseñar la malla de perforación en la cual se logra significativamente de 39 taladros a una nueva con 34 utilizando una Jackleg RNP, al igual los explosivos de 21.1 Kg/disparo a 16.24 Kg/disparo utilizando Semexa 65 (arranque, ayudas de arranque, ayuda de corona), exadit 45(coronas).

Concluyendo ninguna reducción de costos en perforación y voladura por metro lineal de US\$ 94.71, mediante el uso de los explosivos Semexa y Exadit generando mayor estabilidad en el crucero.

Marco Histórico del Sistema Dual No Eléctrico

Fundación?Maxan?Recuperado:http://www.maxam.net/es/fundacio/casaexplosivo/sistemas_iniciación. Donde menciona:

A partir de la dinamita, los explosivos ya no detonan con la aplicación de una llama, sino mediante percusión, con la detonación previa de un explosivo de gran potencia. Son los llamados sistemas de iniciación. En 1863 Alfred Nobel patentó su primer iniciador, de madera relleno de pólvora negra. Posteriormente inventó uno con sistema de cápsula de cobre en cuyo interior albergaba fulminato de mercurio, producto que se fabricaba también dentro de las instalaciones de la fábrica. Pronto se contó con una amplia gama de detonadores cuyas características variaban en función de las circunstancias en que fueran a ser aplicados (minería, canteras, construcción) y del tipo de dinamita con que fueran a ser utilizados. Otro sistema de iniciación es la mecha de seguridad o mecha lenta. Esta consiste en pólvora negra envuelta en hilados textiles con una trenzadora como la expuesta posteriormente impermeabilizada con una capa de asfalto a su vez cubierta con una nueva capa textil o de cera. Por su parte, el cordón detonante es una cuerda flexible e impermeable que alberga explosivo en su interior, originalmente TNT y pentrita desde 1936. Los más de 140 años de historia de la industria del explosivo han traído consigo una amplia gama de detonadores eléctricos, no eléctricos y electrónicos, cuya evolución puede conocerse en la panelística de esta sección de la casa del explosivo.

Así también hace mención: C.Lopez, E. Lopez. Ramirez y P. Garcia (1994)
“Manual de perforación y voladura de rocas”

El detonador no eléctrico Primadet Ez-Det (Sistema Dual no eléctrico), reúne en un único elemento el detonador de fondo y el retardo en superficie.

Además, es un detonador de baja potencia (sin carga base). Su función es iniciar los tubos de transmisión que se colocan en los bloques. (pag.232)

Y a su vez muchas compañías dedicadas a la elaboración de accesorios de voladura con distintos nombres, pero con el mismo principio, han llenado el mercado de distintos productos con muchas mejoras, unas de otras. A su vez las empresas compran estos productos, llegando así a la Empresa Volcan Compañía Minera S.A.A. Desde el año 2006 ha utilizado el sistema de iniciación convencional obteniendo resultados buenos para la época, dentro de las labores de tajeo de la U.E.A. Islay. El sistema de iniciación convencional (conjunto de faneles, cordón detónate y guía rápida), fue óptima para las voladuras en los años anteriores al 2013. A inicios del 2013 se presentó la Empresa Chemtrade S.A.C. con un innovador producto llamado Sistema dual no eléctrico para iniciación de voladuras en frente y tajeos, empezando en la U.E.A. San Cristóbal, obteniendo buenos resultados, posteriormente se trasladan a la U.E.A. Chungar, demostrando de igual forma buenos resultados y en Junio se presentó en la U.E.A. Islay, dirigiendo la optimización de los costos. Es así que Chemtrade S.A.C. estuvo en periodo de prueba durante 3 meses, obteniendo desde el primer momento buenos resultados a un costo menor al sistema de iniciación convencional.

La empresa Chemtrade S.A.C. capacitó al personal de carguío de explosivos en labores de frente y tajeos breasting de la U.E.A. Islay, trabajando periódicamente a la par ambos sistemas de voladura: sistema de iniciación convencional y el sistema dual no eléctrico.

2.2. BASES TEÓRICAS

La U.E.A. Islay ha demostrado factibilidad en la implementación del sistema dual no eléctrico. A continuación, detallaremos la parte teórica en relación del sistema dual no eléctrico:

López; López; Ramírez y García (1994) “Manual de perforación y voladura de rocas” explica en referencia a la tipología de Sistemas de Iniciación No eléctrica, de la siguiente manera.

Tipos sistema de iniciación no eléctrico.

A. Detonadores iniciados por cordones detonantes de muy bajo

gramaje:

Estos detonadores que se encuentran dentro de un cebo en el taladro necesitan los cordones de muy baja energía que están constituidos por un alma a base de pentrita con gramaje variable entre 0.8 y 1.5 gr/m. aislados por una cubierta de plástico flexibles con diámetros que aproximadamente tiene un costo entre 0.15 – 0.25 US\$/ metro dependiendo del gramaje. Estos detonadores se comercializan con los nombres de Fanel, Exel, Nonel, Primadet, Anodet, Detalline, etc. Que los costos varían dependiendo de Longitud de cordón, número de retardo, número de fulminante entre otros.

B. Detonadores iniciados sin cordones detonantes o sistema dual no eléctrico

Es el conjunto de Fulmínate N°12 que permite iniciar carga explosiva a su vez posee un número de retardo, un tubo de choque fabricada para resistir golpes, temperaturas extremas, presiones y resistentes al

agua que son suficientes para iniciar al fulminante, fulminante con retardo en la superficie que se encuentra ensamblado al tubo de choque que posee también un retardo dentro de un gancho sujetador tipo F, lo que elimina la necesidad de una línea troncal.

Estos detonadores tienen nombre como: Fanel Dual, Muki, Primadet, detonador no eléctrico Dual (exsa), etc. Todo este sistema cuenta con un iniciador de arranque, para iniciar la voladura en las labores mineras. (Pag. 255).

- Por su parte la empresa Chemtrade S.A.C. (2013), realiza las partes del sistema dual no eléctrico, y es el siguiente:

Fulminante: Constituido por la acida plomo, tren de retardo pentrita dentro de una capsula y goma de seguridad de número N⁰ 12, creados para la iniciación del explosivo dentro del taladro, (ver figura 5).

Figura 5 Fulminante N° 12

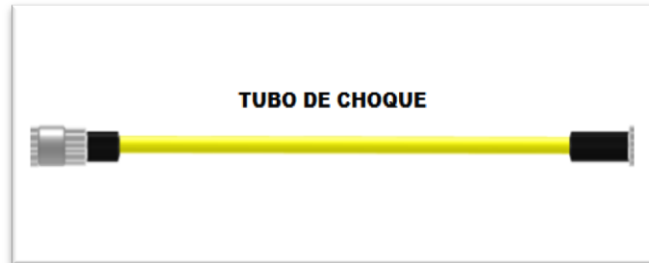


Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 -Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

Tubo de choque: Posee un alma de Pentrita de 15 – 20 gr. Por kilómetro, que nos permite enviar una señal al fulmínate para su posterior detonación. Además, posee un diámetro 3mm, y una

propagación de 2000m/s y una longitud total con los fulminantes de 4.2 mts, (ver figura 6).

Figura 6 Tubo de Choque



Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 - Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

Fulminante retardo: Es una capsula que contiene acida de plomo y un mayor tren de retardo y un gancho de plástico tipo F, que le permite dar el tiempo en milisegundos para generar la cara libre, (ver figura 7).

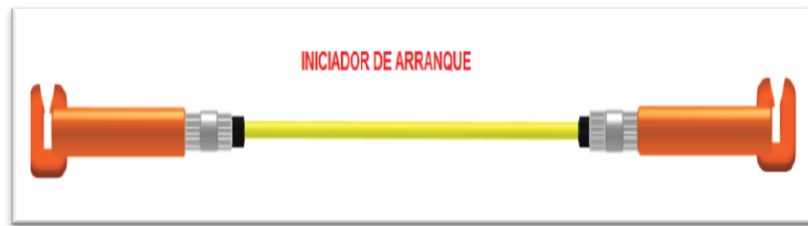
Figura 7 Fulminante de Retardo



Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 - Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

Iniciador de arranque: Contiene 2 fulminantes sin tren de retardo unidas por un tubo de choque, que permite detonar a ambos lados y dar la secuencia de salida para los taladros, (ver figura 8).

Figura 8 Iniciador de Arranque



Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 - Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

Mecha de ignición: constituido por un casquillo de aluminio que contiene carga pirotécnica sensible a la llama con especificaciones de 7 pies, hacia el otro extremo conectado en un fulminante número 6 para iniciar la secuencia de voladura, (Pág. 10) (Ver figura 9 y cuadro 2).

Figura 9 Mecha de Ignición



Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 - Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

Cuadro 2 Tiempo Nominales de Muki

TIEMPO NOMINAL MILISEGUNDOS		COLOR BLOQUE
Muki® T	100/2100	NARANJA
Muki® F	300/2100	VERDE
INICIDOR DE ARRANQUE	Instantáneo	NARANJA

Fuente: Chemtrade S.A.C" Especificaciones Técnicas Muki" 2013 - Figura Recuperado <https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki>

La empresa Chemtrade hace referencia al transporte, lo que se detalla a continuación, Chemtrade S.A.C. (2013):

Transporte, Manipulación Y Almacenaje

- El detonador MUKI® debe ser transportado, almacenado, manipulado y utilizado en conformidad con las leyes y reglamentos vigentes con la SUCAMEC y LA DIRECCION GENERAL DE MINERIA.
- Para máxima vida útil (18 meses) el MUKI® debe de almacenarse en polvorines, frescos, secos, y bien ventilados. El inventario de explosivos debe ser rotado. Evite utilizar material nuevo antes que el viejo. (pág. 17).

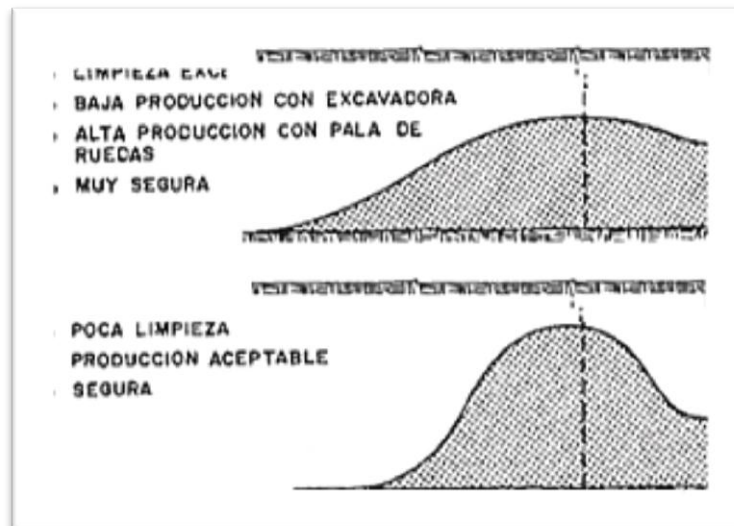
López, López; Ramírez y García (1994) “Manual de perforación y voladura de rocas” explica la influencia del tiempo de retardo y la secuencia de salida y efecto de retardo de tiempo en la fragmentación y es:

A. Tiempos de retardo y secuencias de encendido.

Los tiempos de retardo entre taladros y las secuencias de salidas son muy importantes porque nos permite bajar la carga operante, y conseguir menor vibración producidos por detonación a su vez nos permite mayor interacción en los mecanismos de rotura y el control del desplazamiento del material, (Ver figura 10). Los lineamientos para retardo entre líneas de taladros son:

- Los retardos cortos causan pilas de rocas más altas y pegadas a la cara.
- Los retardos cortos causan mayor rompimiento en el frente.
- Los retardos cortos causan más violencia, sobrepresión de aire y vibración del terreno. Los retardos cortos tienen más potencia para causar el vuelo de rocas.
- Los retardos largos reducen el rompimiento del frente.

Figura 10 Influencia de Retardos en el Carguío de Mineral



Fuente: "C.Lopez, E. Lopez. Ramirez y P. Garcia (1994) "Manual de perforación y voladura de rocas"

B. Efecto de retardo de tiempo en la fragmentación

La selección de tiempo de iniciador es tan importante en cada aspecto, tales como las dimensiones de orden y espaciamiento, si se detonase una línea de taladros simultáneamente se requerirá mayor espaciamiento y tiempo a la siguiente línea de taladros, ya que se requiere un mayor espacio se requerirá menores taladros reduciendo los costos en perforación, por otra parte surgen los problemas de vibración del terreno

ya que se detonan mayor cantidad de explosivos en un solo tiempo por lo tanto la fragmentación será más gruesa que obtenida con los retardos de tiempos adecuados y espaciados. La iniciación retardada a lo largo de líneas de taladro reduce las vibraciones del terreno y producen una mayor fragmentación reduciendo los costos de una voladura secundaria, trancado y molienda, (pág. 353).

Konya y Albarran (1998)” Diseño de voladura”, hace referencia a la tipología Cebo y tipos de Cebo y guías para elección de cebo, y es:

A. Cebo

Se define como una unidad explosiva que contiene un iniciador (se convierte en un cebo). Se convierte en un reforzador para que inicie la columna explosiva y a un mayor en rocas duras y difíciles de romper.

B. Tipos de Cebo

Los cebos se pueden encontrar en muchos tamaños y diferentes composiciones. Los cebos pequeños apuntan a minerías subterráneas que pueden asistir hasta 20 kg de explosivos dentro del taladro, mientras que en los cebos mayores apuntan a minerías superficiales y obras civiles también llamada booster que puede asistir a más de 20 kg de explosivo dentro del taladro.

C. Guías de selección de cebo

La presión detonación de un cebo debe ser mayor al nivel necesario para iniciar la columna de carga para que éste detone por encima de su velocidad

de detonación normal, la densidad y la velocidad de detonación puede usarse como indicadores de la presión detonación si estos valores están por debajo no se recomienda para él uso. Un cebo que tengan una densidad 1.2g/cm^3 con una velocidad de detonación mayor a 4600m/s normalmente es adecuado para iniciar la carga explosiva.

Los cebos pueden ser sensitivos al iniciador, algunos pueden ser iniciados por cordones detonantes de baja energía, mientras que otros pueden ser insensitivos a un iniciador, es importante conocer la sensibilidad de los bienes de un explosivo. El explosivo y el iniciador al detonar deben alcanzar su velocidad nominal de detonación y a su vez iniciar la columna de carga este es su propósito útil si no se cuenta con este propósito se recomienda un segundo cebo para que no falle al detonar. (pag.69).

Konya y Albarran (1998)” Diseño de voladura”, hace referencia a la tipología Explosivos Industriales, y estos son:

Explosivos Industriales

Los explosivos químicos se clasifican en dos grupos según la velocidad de choque: *Explosivos rápidos y detonantes*: con velocidades entre 2000 y 7000 m/s y *Explosivos lentos y deflagrantes*: con menos de 2000 m/s y estos se dividen en:

A. Dinamitas

El explosivo se encuentra el explosivo se encuentra dentro de los grupos de altas detonaciones con una velocidad de detonación de 7600

m/s por su contenido de nitroglicerina, debido a esta sensibilidad las dinamitas ofrecen mayor seguridad a la hora de detonar dentro del taladro. Dentro de la familia de las dinamitas hay divisiones estas son: dinamitas granuladas y dinamitas gelatina.

- **Dinamitas granuladas**

Dentro de estas dinamitas granuladas existe clasificación en como son: dinamita pura, dinamita extra de alta densidad y dinamita extra de baja densidad.

- **Dinamita pura**

La dinamita pura está constituida por nitroglicerina, nitrato de sodio, combustibles de carbono, azufre y antiácidos en la actualidad la dinamita pura es el explosivo más comercial. Éstos explosivos contienen altas simpatías debido a esta característica se utiliza en obras civiles y mineros porque pueden ahorrar cantidades de dinero ya que las cargas no necesitan detonadores ni conexión del sistema de iniciación.

- **Dinamitas extra de alta densidad**

Las dinamitas de esta alta densidad son más utilizadas. Es similar a la dinamita pura excepto de que la parte de la nitroglicerina y nitrato de sodio se reemplazan con nitrato de amonio. Esta dinamita es

menos sensitiva al choque y a la ficción de la dinamita pura, se utiliza en cantera, mina subterránea y obras civiles.

- **Dinamitas extra de baja densidad**

Estas dinamitas son similares en su composición a las de alta densidad excepto que contiene mayor nitrato de amonio en su composición, debido a que el cartucho contiene gran parte de nitrato de amonio, su potencia o el volumen es relativamente baja, estas dinamitas son muy útiles en rocas suaves o voladuras controladas.

- **Dinamitas gelatina**

Estas dinamitas se dividen en: gelatinas puras, gelatina de amonio y dinamitas semigelatinas.

- **Dinamitas gelatina pura**

Estas dinamitas básicamente son geles explosivos con mayor nitrato de sodio, combustibles y azufre adicionales. Una gelatina pura debido a su composición es más resistente al agua que las dinamitas puras.

- **Dinamitas gelatina de amonio**

También llamadas gelatinas extras o especiales, es una mezcla de gelatina pura a la que se añade nitrato de amonio para su substituir parte de la nitroglicerina y nitrato de sodio, estas dinamitas son

apropiadas para condiciones de humedad y se utiliza como cebo para iniciar la columna de carga dentro de labores con presencia de agua y humedad.

- **Dinamitas semigelatina**

Estas dinamitas son similares a las gelatinas de amonio excepto una mayor cantidad de mezcla de nitroglicerina, nitrocelulosa y nitrato de sodio que reemplazan con nitrato de amonio. Las dinamitas en mi gelatina son menos resistentes al agua y más baratas comparadas con las gelatinas de amonio.

B. Agentes Explosivos.

- **ANFO**

Es una combinación entre nitrato de amonio entre 94.6%, petróleo y aceites residuales de 4.4%. Con una densidad aproximada 0.8 – 1.2 gr/cm³, alcanza una velocidad de detonación de 3200m/s

Una mezcla de ambos balanceada de oxígeno es una fuente de energía explosiva más barata que se pueda obtener hoy en día, también existe mezclas de ANFO con polvo de aluminio también llamados agentes explosivos aluminizados secos, pero a su vez también aumenta los costos.

- **Anfo encartuchado**

Se utiliza prácticamente en taladros húmedos donde no existe bombeo de aguas, se puede usar anfo aluminizado encartuchado o también llamado ampo densificado que contiene aproximadamente el 20% de prills.

- **Anfo a granel**

Se compone de perlas de nitrato de amonio y diésel, este agente de voladura puede colocarse y mezclarse dentro de camiones para hacer descargados en los taladros, la debilidad del Anfo es no funcionar en taladros que contengan agua o son húmedos.

- **Anfo pesado**

El Anfo pesado es la combinación de perlas de nitrato de amonio, diésel y suspensión la ventaja de este agente de voladura es si existe presencia de agua en los taladros lo desplazara por su mayor contenido de voladura, generalmente son mezclados en camiones especiales, para proveer la resistencia al agua adecuada se recomienda utilizar el 50% de suspensión (aceites, polvo aluminizados) en la combinación de nitrato de amonio y diésel.

C. Hidrogeles

Los hidrogeles se caracterizan por no ser sensibles al detonador por lo que requiere un cebo reforzado para que alcance su óptima detonación,

la ventaja del este explosivo es su resistencia al agua y mayor seguridad en el manipuleo, sus cualidades son: alta velocidad de detonación de 4 200 a 5100m/s, resistencia el agua, presiones detonación de 58 a 82 Kbar y una densidad de 1,15 a 1.30 g/cm³.

- **Emulsiones**

La emulsión está compuesta por líquido de solución de nitrato de amonio, líquido petróleo, aceites, emulsificantes, parafina, aires contenidos en micro esferas de vídeos con un tamaño de partícula de 0.0 01 mm en estado líquido. Su presentación es encartuchada en mangas de polietileno - propileno. (pág.38)

Según nuestra variable **Costos** Presentamos las siguientes teorías:

Ramírez (2008) en su libro titulada “Contabilidad administrativa”, donde se explicará la definición de costos y su clasificación y estas son:

Definición Costos

Por costo se entiende la suma de erogaciones en que incurre una persona física o moral para la adquisición de un bien o de un servicio, con la intención de que genere ingresos en el futuro.

Un costo puede tener distintas características en diferentes situaciones, según el producto que genere:

Costo-activo: Existe cuando se incurre en un costo cuyo potencial de ingresos va más allá del potencial de un periodo.

Costo-gasto: Es la porción de activo o el desembolso de efectivo que ha contribuido al esfuerzo productivo de un periodo, que comparado con los ingresos que generó da por resultado la utilidad realizada en éste.

Costo-pérdida: Es la suma de erogaciones que se efectuó, pero que no generó los ingresos esperados, por lo que no existe un ingreso con el cual se puede comparar el sacrificio realizado.

A. Clasificación de costos

- **De acuerdo con la función en la que se incurren:**

Costos de producción

Son los que se generan en el proceso de transformar la materia prima en productos terminados. Se subdividen en costos de materia prima, de mano de obra e indirectos de fabricación:

Costos de materia prima: El costo de materiales integrados al producto.

Costos de mano de obra: Es el costo que interviene directamente en la transformación del producto.

Gastos indirectos de fabricación: Son los costos que intervienen en la transformación de los productos, con excepción de la materia prima y la mano de obra directa.

Costos de distribución o venta: Son los que se incurren en el área que se encarga de llevar el producto desde la empresa hasta el último consumidor.

Costos de administración: Son los que se originan en el área administrativa (sueldos, teléfono, oficinas generales, etc.). Esta clasificación tiene por objeto agrupar los costos por funciones, lo cual facilita cualquier análisis que se pretenda realizar de ellas.

Costos de financiamiento: Son los que se originan por el uso de recursos ajenos, que permiten financiar el crecimiento y desarrollo de las empresas.

- **De acuerdo con su identificación con una actividad, departamento o producto:**

Costos directos: Son los que se identifican plenamente con una actividad, departamento o producto. En este concepto se cuenta el sueldo correspondiente a la secretaria director de ventas, que es un costo directo para el departamento de ventas; la materia prima es un costo directo para el producto, etc.

Costo indirecto: Es el que no se puede identificar con una actividad determinada.

- **De acuerdo con el tiempo en que fueron calculados:**

Costos históricos: Son los que se produjeron en determinado periodo: los costos de los productos vendidos o los costos de los que se encuentran en proceso. Éstos son de gran ayuda para predecir el comportamiento de los costos predeterminados.

Costos predeterminados: Son los que se estiman con base estadística y se utilizan para elaborar presupuestos.

- **De acuerdo con el tiempo en que se cargan o se enfrentan a los ingresos:**

Costos de periodo: Son los que se identifican con los intervalos de tiempo y no con los productos o servicios; por ejemplo, el alquiler de las oficinas de la compañía, cuyo costo se lleva en el periodo en que se utilizan las oficinas, al margen de cuándo se venden los productos.

Costos del producto: Son los que se llevan contra los ingresos únicamente cuando han contribuido a generarlos en forma directa; es decir, son los costos de los productos que se han vendido, sin importar el tipo de venta, de tal suerte que los costos que no contribuyeron a generar ingresos en un periodo determinado quedarán inventariados.

- **De acuerdo con el control que se tenga sobre la ocurrencia de un costo:**

Costos controlables: Son aquellos sobre los cuales una persona, de determinado nivel, tiene autoridad para realizarlos o no. Por ejemplo, los sueldos de los directores de ventas en las diferentes zonas son controlables por el director general de ventas; el sueldo de la secretaria, por su jefe inmediato, etcétera. Es importante hacer notar que, en última instancia, todos los costos son controlables en uno o en otro nivel de la organización; resulta evidente que a medida que se asciende a niveles altos de la organización, los costos son más controlables. Es decir, la mayoría de los costos no son controlables en niveles inferiores. Los costos controlables no son necesariamente iguales a los costos directos.

Costos no controlables: En algunas ocasiones no se tiene autoridad sobre los costos en que se incurre; tal es el caso de la depreciación del equipo para el supervisor, ya que dicho gasto fue una decisión tomada por la alta gerencia.

- **De acuerdo con su comportamiento:**

Costos variables: Son los que cambian o fluctúan en relación directa con una actividad o volumen dado. Dicha actividad puede ser referida a producción o ventas: la materia prima cambia de acuerdo con la función de producción, y las comisiones de acuerdo con las ventas.

Costos fijos: Son los que permanecen constantes durante un rango relevante de tiempo o actividad, sin importar si cambia el volumen, como sería el caso de los sueldos, la depreciación en línea recta y el alquiler de un edificio. Dentro de los costos fijos, existen dos categorías. Por un lado, se encuentran los costos fijos discretos, que son aquellos que son susceptibles de ser modificados, como por ejemplo los sueldos y salarios; por otro lado, están los costos fijos comprometidos, que son los que no aceptan modificaciones, por lo cual también son llamados costos sumergidos. En esta última categoría entraría la depreciación de la maquinaria y contratos a largo plazo de arrendamiento.

Costos semivariables: También conocidos como “semifijos” o mixtos, estos costos tienen como característica que están integrados por una parte fija y una variable. El ejemplo típico son los servicios públicos como electricidad y teléfono, que cobran una cuota fija por servicio más un costo variable por uso del servicio (kilowatts, minutos de llamadas).

- **De acuerdo con su importancia para la toma de decisiones:**

Costos relevantes: Son aquellos que se modifican o cambian de acuerdo con la opción que se adopte; también se les conoce como costos diferenciales.

Costos irrelevantes: Son aquellos que permanecen inmutables, sin importar el curso de acción elegido. Esta clasificación permite segmentar las partidas relevantes e irrelevantes en el proceso de toma de decisiones.

- **De acuerdo con el tipo de sacrificio en que se ha incurrido:**

Costos desembolsables: Son aquellos que implicaron una salida de efectivo, lo cual permite que puedan registrarse en la información generada por la contabilidad. Dichos costos se convertirán más tarde en costos históricos; los costos desembolsables pueden llegar o no a ser relevantes al tomar decisiones administrativas.

Costo de oportunidad: Es aquel que se origina al tomar una determinación que provoca la renuncia a otro tipo de alternativa que pudiera ser considerada al llevar a cabo la decisión.

Costos virtuales: Costos que impactan a la utilidad durante un periodo contable, pero que no implican una salida de efectivo.

- **De acuerdo con el cambio originado por un aumento o disminución de la actividad:**

Costos diferenciales: Son los aumentos o disminuciones del costo total, un cambio en los niveles de inventarios, etc. Estos costos diferenciales pueden clasificarse en costos decrementales y costos incrementales.

Costos sumergidos: Son aquellos que, independientemente del curso de acción que se elija, no se verán alterados; es decir, van a permanecer inmutables ante cualquier cambio.

- **De acuerdo con la relación en la disminución de actividades:**

Costos evitables: Son aquellos plenamente identificables con un producto o un departamento, de modo que, si se elimina el producto o el departamento, dicho costo se suprime.

Costos inevitables: Son aquellos que no se suprimen, aunque el departamento o el producto sean eliminados de la empresa.

- **De acuerdo con su impacto en la calidad:**

Costos por fallas internas: Son los costos que podrían ser evitados si no existieran defectos en el producto antes de ser entregado al cliente.

Costos por fallas externas: Son los costos que podrían ser evitados si no tuvieran defectos los productos o servicios. Estos costos surgen cuando los defectos se detectan después de que el producto es entregado al cliente.

Costos de evaluación: Son aquellos que se incurren para determinar si los productos o servicios cumplen con los requerimientos y especificaciones.

Costos de prevención: Son los costos que se incurren antes de empezar el proceso con el fin de minimizar los costos de productos defectuosos. (pág. 35).

Jáuregui (2008) “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura” PUCP, define el punto de equilibrio y las ecuaciones, y estas son:

A. Punto de equilibrio

Es el punto donde interceptan la tendencia de los costos fijos y costos variables. Donde no se pierde y más aun no se gana. En toda empresa hay dos grandes tipos de costos: Fijos y Variables Las variables aplicadas en este método son las siguientes: (ver figura 11).

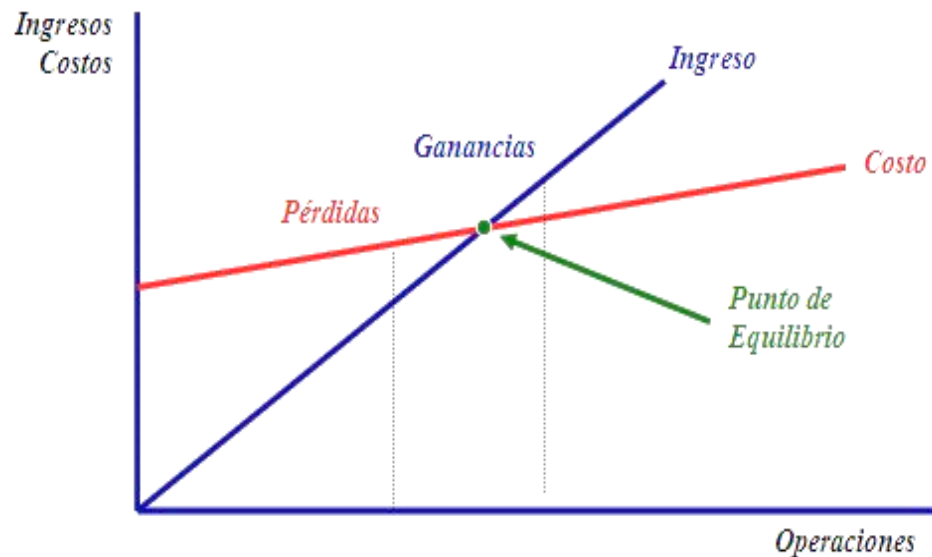
- **Producción (q):** Es el volumen de producción, en unidades.
- **Precio Unitario (PU):** Es el valor unitario de venta del producto.
- **Ventas (V):** Es ingreso obtenido por las ventas [$q \times PU$]
- **Costo Fijo (CF):** El costo que no varía con la producción
- **Costo Variable Unitario (CVU):** Es el costo unitario que varía con la producción
- **Costo Variable Total (CVT):** Equivalentes a [$q \times CVT$]
- **Costo Total:** Es la suma de los costos fijos y variables [$CF + CV$]
- **Utilidad (U):** Es el resultado económico de la empresa [$V - CT$]

Donde las principales fórmulas son las siguientes:

- **Ventas:** $V = CF + CV + U$

- Precio de Venta = Costo Total unitario + Utilidad
- **Costo Total unitario (CTU)** = $CT / q = (CV + CF) / q$

Figura 11 Punto de Equilibrio



Fuente: Recuperado <http://dinamica-de-sistemas.com/revista/0605t.jpg>

Según Área de Planeamiento U.E.A. Islay (2013) define:

A. Precios unitarios.

Son determinados como un desembolso monetario por una unidad determinada, especificadas para elaborar proyectos, optimización de procesos, etc. Esta es un instrumento que nos permite a determinar los costos reales de producción. Estos precios unitarios generalmente se llevan en una base de datos elaborados en el software Microsoft Excel para su mejor manejo, (ver tabla 3 y 4).

Tabla 3 Precios Unitarios de Voladura - Islay

Item	Unidades	Precio		Precio Unitario	
		S/.	US \$	S/ x und.	US\$ x und.
Mecha de seguridad Mesur x 3280 pies	3,280	918.40	262.40	0.28	0.08
Conectores el millar	1,000	665.00	120.00	0.67	0.12
Fulminantes No. 6 de 45 mm. x millar	1,000	315.00	90.00	0.32	0.09
Mecha de seguridad Blanca Famesa x 3280 pies/d	3,280	918.40	262.40	0.28	0.08
Cordon Detonante Pentacord 5P x 1,500 m / caja	1,500		270.00		0.18
Cordon Detonante Pentacord 3P x 1,500 m / caja	1,500	735.00	210.00	0.49	0.16
Dinaminta Semexa 45% x 7/8 x 7 x 308 cart./caja	308	183.26	52.36	0.60	0.17
Dinaminta Semexa 45% x 1 1/8 x 7 x 204 cart./ca	204			-	-
Dinamita Semexa 60% de 7/8 x 7 x 308 cart./caja	308	183.26	52.36	0.60	0.17
Dinaminta Semexa 65% de 1 1/8 x 7 x 204 cart./ca	204		34.68	0.60	0.17
Nitrosem (Kg).		-		1.88	0.55
Examón P (Kg).		-	14.75	2.07	0.61
Sistema Dual No Electrico Dual	100	367.50	105.00	3.68	1.05
Iniciador de Arranque	100	416.50	119.00	4.17	1.19
Detonador de Ignicion	100	227.50	65.00	2.28	0.65
Cargador de Anfo Penberty	50,000	6,230.00	1,780.00	0.12	0.04
Fanel c/u.		402.50	115	4.03	1.18
Manguera antiestática de 3/4"de diam. (m.l.)		-			

Fuente: Volcán - U.E.A. Islay

Tabla 4. Precios Unitarios de Accesorios de Voladura

Cotización de accesorios de voladura				
	Empresa	Descripción	Unidades / caja	US\$/unidad
Sistema de iniciación convencional	Famesa	Fanel N ⁰ 5	100	1.18
		Fanel N ⁰ 7	100	1.18
		Fanel N ⁰ 9	100	1.18
		Fanel N ⁰ 12	100	1.18
		Fanel N ⁰ 15	100	1.18
		Cordón detónante 5p	1500	0.16
		Carmex	1000	0.18
Sistema de iniciación dual	Chemtrade	Muky	100	1.05
		Iniciador de arranque	100	1.19
		Mecha de seguridad	100	0.65

Fuente: Elaboración propia

Ojeda (2008) “Diseño De Mallas De Perforación Y Voladura Subterránea Aplicando Un Modelo Matemático De Áreas De Influencia” – Perú menciona la longitud de taladros, eficiencia de voladura y sus ecuaciones y esta son:

A. Longitud del taladro “Ltal”

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno “L_b” y la eficiencia de perforación” E_p”.

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s} \longrightarrow A_s = \text{Área de la sección del frente.}$$

B. Eficiencia de Voladura

La eficiencia es el resultado entre Longitud medido antes de voladura (promedio de longitud de perforación) entre Longitud de avance después de la voladura.

$$Ev = \left(\frac{L_p}{L_v} \right) * 100$$

Donde:

E_v = Eficiencia de voladura (%)

L_p = Longitud de perforación (m)

L_v = Longitud de Voladura (m)

Rangel y Arévalo (2013) “Ciclo de Minado Subterráneo” donde hace referencia a ciclo de minado y sus actividades dentro de estos. A continuación, se detalla:

A. Ciclo de Minado

Son las actividades productivas subterráneas básicas en una mina y estas son:

Supervisión: Actividad a cargo un supervisor para utilizar diversos métodos de extracción de mineral en la mina, por medio de esta actividad y siguiendo la geología del lugar se realiza la correcta extracción de los diferentes minerales.

Bombeo: Actividad de limpieza en la zona de trabajo, la cual nos ayuda a eliminar los excesos de agua en el terreno, por medio de bombas.

Desate: Antes de comenzar cualquier actividad en la frente de una mina o bien en un lugar de trabajo se debe regar el lugar y verificar que no hay rocas sueltas, esto se hace por medio de barras de diferentes longitudes, golpeando y tirando las que están inestables.

Perforación: La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.

Voladura: Es el proceso por medio del cual, y con ayuda de explosivos se vuelan los lugares de trabajo ya perforados, Con ayuda de el detonante, y las cargas explosivas, gracias a este se logran grandes avances en la extracción de mineral.

Ventilación: Proceso mediante el cual se hace circular por el interior de la misma el aire necesario para asegurar una atmósfera respirable y segura para el desarrollo de los trabajos. Se realiza estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores.

Limpieza: Al tener el terreno con el material en el lugar de trabajo y ya ventilado hay que retirarlo con ayuda equipo especial de bajo perfil llamado scoop y de esta manera sacarlo de la mina para su tratamiento.

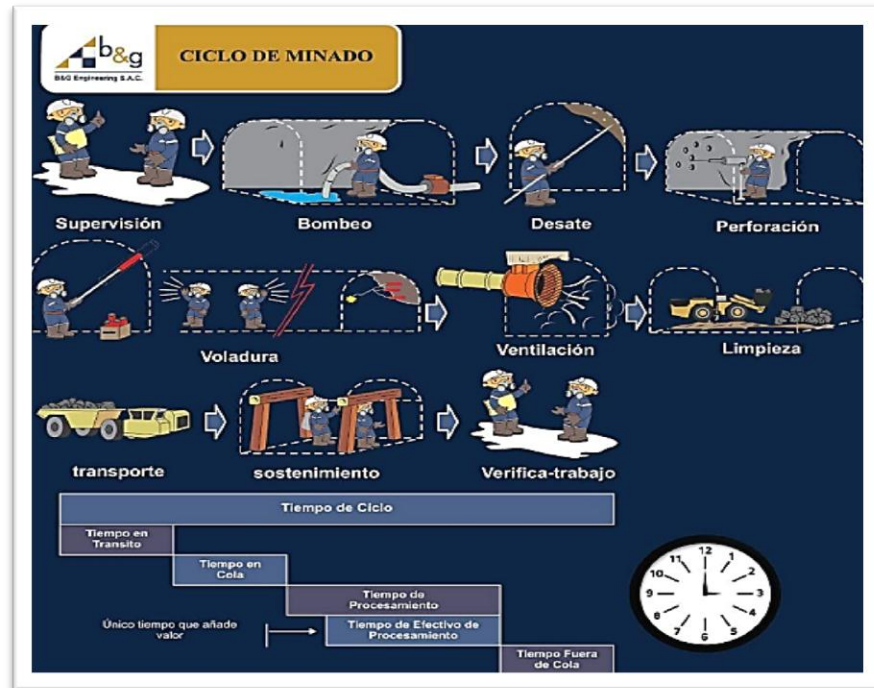
Transporte: El transporte es la operación por la que se traslada el mineral arrancado hasta el exterior de la mina.

Dentro de las minas subterráneas se distingue, además, entre el arrastre y la extracción. Por arrastre se entiende el transporte por las labores situadas, aproximadamente, a la misma cota. Y por extracción el transporte vertical que tiene por objeto situar el mineral en la superficie.

Sostenimiento: Una vez que se tiene el trabajo realizado hay que sostener el lugar de trabajo, esto dependiendo de la dureza de las rocas, para evitar accidentes en las zonas de posible derrumbe. Esto se realiza por medio de anclaje, cementación o bien sostenimiento de madera.

Verificación De Trabajo: Esta actividad se realiza por medio del supervisor de mina, para asegurarse que las zonas de trabajo son seguras y que se puede seguir adelante con la obra. (pág. 4), (ver figura 12).

Figura 12 Ciclo de Minado



Fuente: L. Rangel y R. Arévalo (2013) "Ciclo de Minado Subterráneo"

Aspectos prácticos del sistema convencional y sistema dual no eléctrico en las voladuras de los tajeos U.E.A. Islay.

Para el caso de la presente investigación, se desarrolló tomando datos en cada uno de los tajeos, primero con el sistema convencional y posteriormente en las siguientes guardias con el sistema dual no eléctrico, para verificar cada uno de sus atributos, efectividades y costos para beneficio de la presente investigación.

Según el ciclo de minado los tajeos en cada guardia, cada labor pasa por las distintas actividades como son: perforación, voladura, ventilación, limpieza, transporte y sostenimiento. El sistema dual no eléctrico se centra en la actividad de voladura, para esto al ingresar a los tajeos se encuentra con la actividad de perforación la cual, se perfora de acuerdo a la malla estándar en tajeos de secciones 4x4 y 4x4.5 Mts. El personal de carguío conoce la malla estándar, pero a su vez tiene que tener comunicación constante con el perforista, porque varían la malla de acuerdo al terreno y forma de la cara libre. El personal de carguío debe realizar sus requerimientos de accesorios y explosivos con el fin de que en el polvorín envíe el requerimiento directamente a la labor de la actividad de voladura.

En el aspecto práctico para el uso del sistema convencional se detallan líneas abajo.

A. Sistema convencional.

La actividad de voladura siempre se ha desarrollado con los pasos ya mencionados. El sistema convencional cuenta con la utilización de: faneles de distintos números de retardo, cordón detonante de 25 Mts y dos Carmex para su iniciación. Los requerimientos también son de explosivos de dos cajas de 25 kilos cada uno de Semexa a 65 1 1/8" 12". A continuación, (ver tabla 5 y 6).

Tabla 5. Malla de Perforación y Voladura Sistema Convencional

MALLA DE PERFORACION	4x4 MTs	4x4.5 Mts.
Burden (Mt.)	1	1
Espaciamiento(Mt.)	1	1
Longitud de perforación (Mt.)	3.1	3.1
Ratio (Mt/ton)	0.42	0.37
# De taladros	20	22
VOLADURA		
Faneles (Unid.)	20	22
Pentacord 5p (Mt/ton)	25	35
Dinamita semexsa 65 1-1/8x12"(kl.)	44.68	48.88
Explosivo emulnor 1000 1-1/8x12"(kl.)	-	-
Explosivo emulnor 3000 1-1/4x12"(kl.)	-	-
Eficiencia de disparo(%)	90%	90%
Factor de carga (kl./m3)	0.80	0.86
Mecha de ignición	2 unid.	2 unid.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6. Numero de faneles

Faneles	Unidades	Tiempo Retardo en milisegundos
Fanel # 5	2	2.5
Fanel # 7	4	3.5
Fanel # 9	4	4.5
Fanel # 12	4	6.2
Fanel # 15	6	8

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se detalla el desarrollo de carguío de explosivos:

- Disposición de herramientas necesarias, para desate de rocas, limpieza de taladros y atacado de taladros.
- Repaso de desate de roca, desatar las rocas sueltas de la corona, hastiales y frentes antes de cargar.
- Verificar la condición de los taladros; introduciendo el atacador y procediendo a su limpieza de detritos del taladro, si así lo requiere, con la cucharilla.

- Traslado de explosivos y accesorios de voladura, llevar al frente, siguiendo el procedimiento del transporte de explosivo.
- Cebado de los cartuchos, utilizando punzones de cobre, madera o PVC. Colocar los cebos y cartuchos en los taladros, utilizando atacadores de madera y atacar sin golpear demasiado, dar golpes suaves, ubicar los cebos en orden numérico en los taladros.
- Amarre con pentacord, luego de concluido el carguío se conecta los ganchos de los accesorios no eléctricos con el pentacord el cual a su vez se conecta al iniciador que viene a ser el fulminante corriente N° 6 que está preparado ya en una prima con la guía lenta armada y conectar para mecha rápida y dejar listo para el chispeo. Concluido el amarre con el pentacord, verificar que todos los accesorios no eléctricos hayan sido amarrados.
- Colocado de vigías, para evitar el ingreso al frente cargado con explosivos a personas no autorizadas y esperar para chispear en el horario preestablecido.
- Paso extraordinario; se paraliza el carguío cuando se identifica algún peligro que pueden provocar explosiones prematuras o desprendimiento de rocas en forma continua, hasta eliminar el riesgo.

En el aspecto práctico, para el uso del sistema dual no eléctrico se procederemos a detallar líneas abajo.

B. Sistema dual no eléctrico

El trabajo de carguío de explosivos con el sistema dual no eléctrico, se inicia con el orden de trabajo, verificación de las labores, comunicación con el perforista y los requerimientos de accesorios duales y explosivos, a continuación, se detalla, (ver tabla 7).

Tabla 7 Malla de Perforación y Voladura con Sistema Dual

MALLA DE PERFORACIÓN	4X4 Mts.	4x4.5 Mts
Burden (Mts.)	1	1
Espaciamiento(Mts.)	1	1
Longitud de perforación(Mts.)	3.1	3.1
Ratio (mt/ton)	0.42	0.37
# De taladros	20	22
VOLADURA		
Duales	20	22
Dinamita semexsa 65 1-1/8x12" incluido cebo (Kl.)	41.17	45.29
Explosivo emulnor 1000 1-1/8x12" (Kl.)	-	-
Explosivo emulnor 3000 1-1/4x12"(cebo)	20	22
Eficiencia de disparo(%)	95	95
Factor de carga (Kl./M3)	0.74	0.81
Mecha de ignición dual (Unid.)	2	2

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se detalla el desarrollo de carguío de explosivos utilizando el PETS del Sistema Dual.

Requisitos:

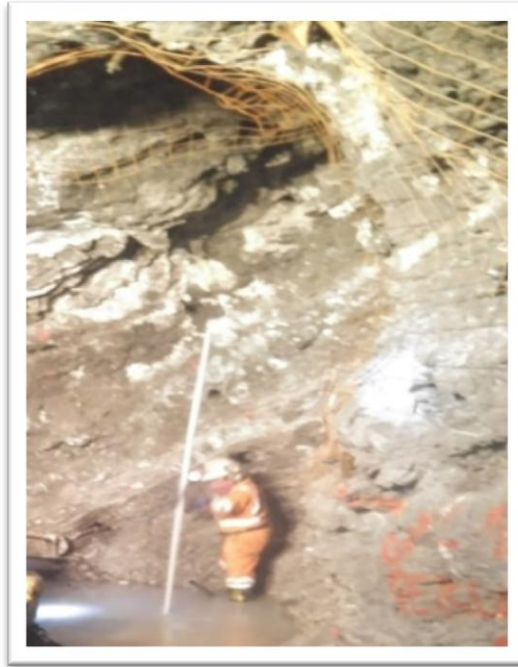
Para el carguío de explosivos y manipulación de sistema dual no eléctrico se necesita algunos requisitos:

- Longitud de accesorio dual no eléctrico de 4.20 m. Para taladros de 10'.
- Iniciador de arranque.
- Guías lentas armadas con detonador fulminante N° 6 de 7 pies y con conectores al otro extremo.
- Carga de fondo o cebos con cartucho de emulsión emulnor de 1 1/4" x 12".
- Dinamita de 1 1/8" x 12" x 65% u otras características.
- Escalera telescópica de 3 m.
- Utilitario para carguío en alturas mayores a 5 m.
- Punzón de cobre, madera o PVC.
- Herramientas: Atacador de madera de 10', Cucharilla de 1/4" ø x 3 mts., tubo de PVC de 1 1/2" ø x 3 mts.

Procedimiento:

1. Disposición de herramientas necesarias, para desate de rocas, limpieza de taladros y atacado de taladros, (Ver figura 13).

Figura 13 Desate de Rocas



Fuente: Elaboración propia.

2. Repaso de desate de roca, desatar las rocas sueltas de la corona, hastiales y frentes antes de cargar, (Ver figura 14).

Figura 14 Repaso de Desate de Rocas



Fuente: Elaboración propia

3. Verificar la condición de los taladros; introduciendo el atacador y procediendo a su limpieza de detritos del taladro, si así lo requiere con la cucharilla, (Ver figura 15).

Figura 15 Verificación de Taladro



Fuente: Elaboración Propia

4. Traslado de explosivos y accesorios de voladura, llevar hacia la cara del Tajeo, siguiendo el procedimiento del transporte de explosivo, (Ver figura 16).

Figura 16 Traslado de Explosivos Hacia Tajeo



Fuente: Elaboración propia

5. Cebado de los cartuchos, utilizando punzones de cobre, madera o PVC, (Ver figura 17).

Figura 17 Encebado de Cartuchos



Fuente: Elaboración propia

6. Colocar los cebos y cartuchos en los taladros, utilizando atacadores de madera y atacar sin golpear demasiado, dar golpes suaves, ubicar los cebos con el explosivo Emulnor 3000.

Uso de iniciador de arranque, luego de concluido el carguío se conecta los ganchos de los accesorios duales no eléctricos hacia la primera cara libre con principio de la cara libre (ver anexo 4), la cual a su vez se conecta al iniciador que viene a ser el fulminante corriente N° 6 que está preparado ya en una prima con la guía lenta armada y conectar para mecha rápida y dejar listo para el chispeo. Concluido el enganche con la guía de seguridad, verificar que todos los accesorios duales no eléctricos hayan sido amarrados, (Ver figura 18).

Figura 18 Colocación de Cebo Dentro del Taladro



Fuente: Elaboración propia

7. Colocado de vigías, para evitar el ingreso al frente cargado con explosivos a personas no autorizadas y esperar para chispear en el horario preestablecido (Ver figura 19).

Figura 19 Colocación de Vigías



Fuente: Elaboración propia

8. Paso extraordinario; se paraliza el carguío cuando se identifica algún peligro que pueden provocar explosiones prematuras o desprendimiento de rocas en forma continua, hasta eliminar el riesgo.

Los chisperos deben ser coordinados por el personal de carguío y el personal cercanas a las labores una hora antes del chispeo, a pagar los ventiladores, retirar el exceso de explosivos y accesorios, colocar vigías en los accesos de las labores. Los vigías deben estar 15 minutos antes del disparo, realizar el chispeo en horario preestablecido siempre deben estar dos personas.

Una vez realizado la detonación encender los ventiladores y retirarse de la labor.

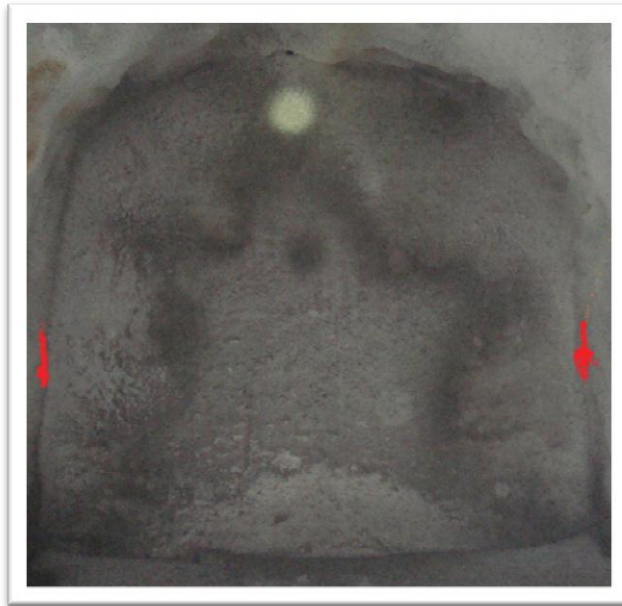
Paso extraordinario:

- No se realiza disparos y está fuera de horas preestablecidas pues se puede causar un accidente al personal interesante el turno siguiente.
- Si no se produjo la detonación avisar al jefe de guardia y yo jefe de seguridad no ingresar a la labor.
- Se debe ingresar a la labor disparada luego de 30 minutos de haber realizado la detonación verificar la ventilación, iluminación y desate de rocas correspondientes.

Para evaluar la eficiencia de longitud de avance se realiza de la siguiente:

- Una vez sostenida la labor, se procede a dejar una marca en la pared de la labor, para tener como referencia un punto de inicio (Ver figura 20). A su vez, según el ciclo de minado se procede a la actividad de perforación según la malla estándar en tajeos de 4x4 o 4x4.5 mts. Y de acuerdo al área de geomecánica nos determinara el spam y tipo de roca según el RMR.

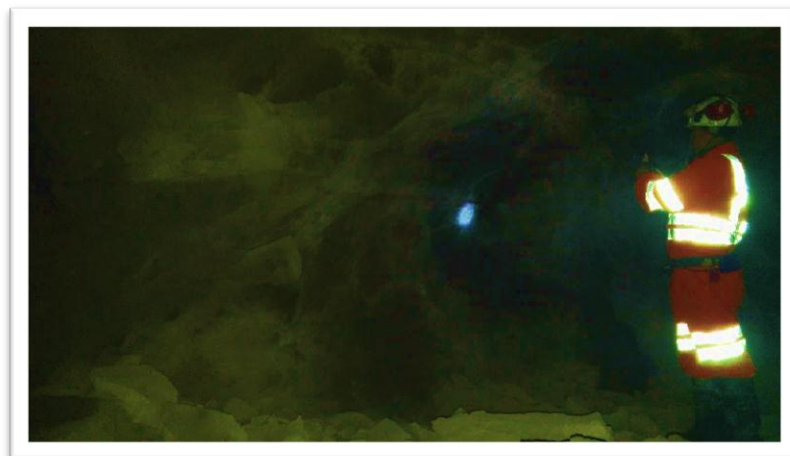
Figura 20 Señal para Longitud de Avance



Fuente: Elaboración propia.

- Finalizado el proceso de perforación y voladura se procede a medir la longitud desde el punto marcado hacia el frente con el distanciometro, (Ver figura 19). Recabando datos para su posterior análisis mediante la fórmula de eficiencia de voladura, donde determina: la longitud de avance (Ver tabla 8).

Figura 21 Medición de Longitud de Avance



Fuente: Elaboración propia.

Para evaluar el Tiempo de carguío se realiza:

Una vez concluida la actividad de perforación, se llega hacia el frente del tajeo con los accesorios y explosivos (distanciados 5 metros uno de otro), se empieza a cronometrar el tiempo de carguío cuando:

- Ya se encuentra con los cebos listos para ser introducidos dentro de los taladros.
- Con todos los explosivos cerca del frente.
- Ya se realizó el desate de rocas previo al transporte del explosivo y accesorios al frente del tajeo.
- Se tiene con todas las herramientas de carguío (atacador, cucharilla, etc.).

Se procede a iniciar el cronometro, empezando el carguío de los taladros con accesorios y explosivos hasta la culminación con el amarre de la mecha de ignición.

Los datos recabados serán trabajados en gabinete haciendo una comparación entre el tiempo de carguío del sistema convencional y el sistema dual, (ver tabla 8).

Método Minado

La U.E.A. Islay realiza sus operaciones subterráneas. El plan de mecanización de las operaciones quedó 100% concluido e implementado, lo que ha permitido un mejor ritmo en la explotación de mineral, la presente investigación detalla que el sistema dual no eléctrico se aplica solo en el método de explotación Corte y Relleno Ascendente en Breasting, dicho esto también damos a conocer que existe dos métodos de explotación que detallaremos líneas abajo.

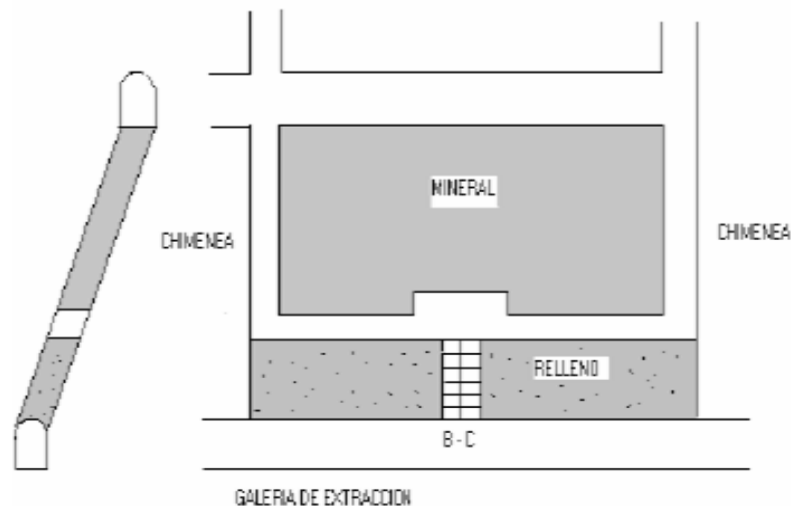
A. Corte y Relleno Ascendente en “Breasting”

El método empieza con los estudios geológicos: potencias de vetas, dimensiones, buzamientos, contenido metálicos CUT OFF. Además de estudios y características de las estructuras, tipo de rocas métodos de sostenimiento, (Ver figura 22).

El acceso al cuerpo mineralizado se realiza a través de un Crucero o By pass de 3 x 3 mts. Desde la rampa principal hacia el cuerpo mineralizado ambos paralelos al cuerpo mineralizado y un acceso con un pendiente 18% negativa en medio del cuerpo mineralizado posteriormente se abren a los lados explotado en recurso mineral. Además, se considera construir puntos de carguío y estocadas.

Una vez explotado el primer nivel del cuerpo mineralizado se procede a rellenar con material detrítico y preparar otro acceso hacia el cuerpo mineralizado con menor pendiente y explotar otra vez, (Ver anexo 6).

Figura 22 Método de Minado Corte Y Relleno Ascendente



Fuente: U.E.A. Islay Departamento de Planeamiento.

B. Taladros largos en cuerpos y vetas angostas.

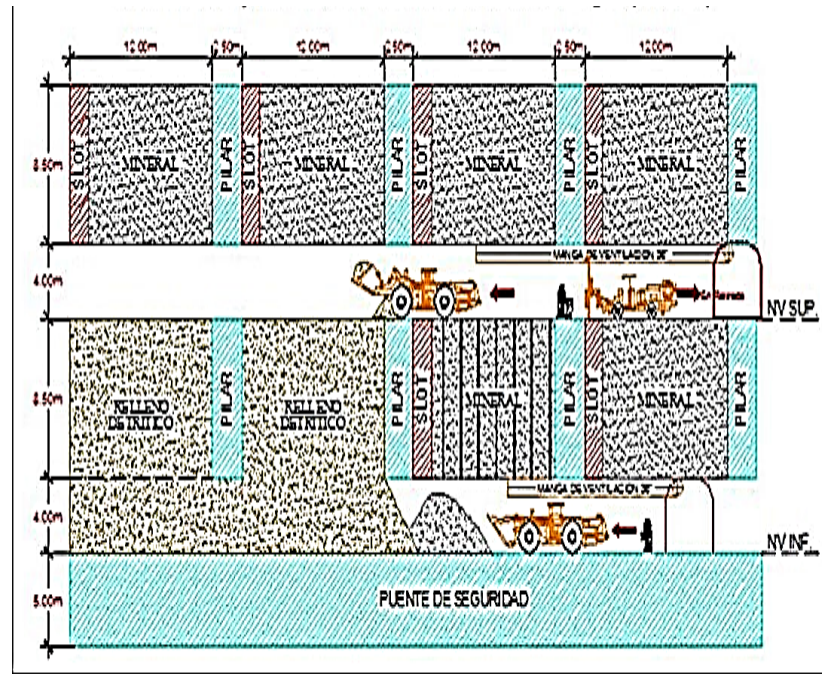
El diseño de la Mina contempla una Rampa Islay hacia la profundización de 4.5 x 4.5 metros con -13% de gradiente, y para definir los bancos de 8.5 mts. Se desprenden subniveles niveles intermedios definidos por un crucero y By Pass de 4.5 x 4.5 mts del cual se realizan accesos de 4.0 x 4.5 mts. con una gradiente de +1%, -15% y +15% de gradiente, formando de esta manera 2 bancos y tres subniveles. Estos accesos se encuentran distribuidos a 75 metros hacia el Subnivel en mineral y funcionan como límites de cada tajo, asimismo para bancos de 8.5 metros en altura la longitud de estos accesos es de 90 metros.

Después del disparo, la evacuación de los gases es por las chimeneas que conectan de nivel a nivel llegando a los circuitos principales definidos por el área de ventilación y los cuales llegan hasta superficie, manteniendo con aire fresco los caminos de tránsito de personal.

La limpieza y extracción de mineral se realiza utilizando scoops diésel de 9.0 y 6.0 yardas cúbicas de capacidad con telemando y en los puntos de carguío despachan a volquetes de 25 Tn, que transportan al mineral en interior mina hacia la superficie para su posterior transporte hacia la U.E.A. Chungar, con Camiones de capacidad de 40 Ton. Una vez realizada la etapa de limpieza de mineral se utiliza el relleno detrítico proveniente principalmente de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado. Considerando previo a la siguiente voladura, una capa o manta para cubrir el relleno (de acuerdo a la altura del banco forma un ángulo de reposo de 43°), este paso es necesario para no

contaminar el mineral con el relleno, el minado es en forma ascendente, (Ver figura 23).

Figura 23 Método de Minado Taladros Largos



Fuente: U.E. A. Islay. Departamento de Planeamiento.

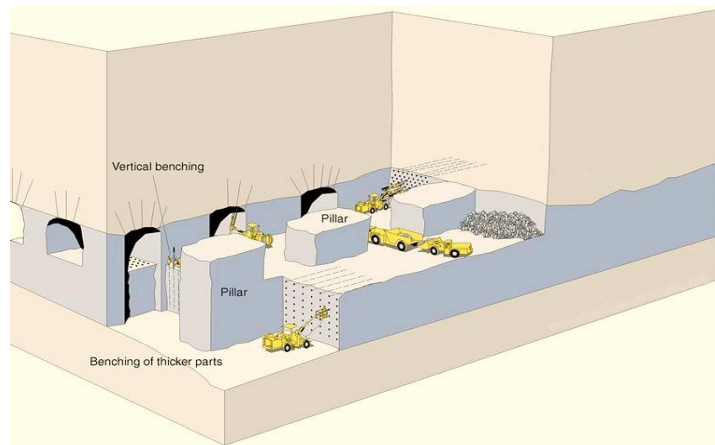
C. Cámaras y Pilares

La mina Islay presenta un manto mineralizado sub-horizontal con una inclinación que varía 2° a 35° , Además presenta una potencia promedio de 4 metros y una ley de plata 5 a 14 Oz/Ton y Zinc de 3%.

El manto mineralizado Anita es explotado mediante el método de Cámaras y pilares con recuperación posterior de estas. La dimensión de los pilares es cuadrada de 6.0 x 6.0mts con cámaras de 5.5mts de ancho y una altura promedio de 4.5 m de altura. A través de jumbos Boomer de 2 brazos que permite una disminuir el tiempo de perforación y continuar con el ciclo de minado. Además, consta de equipos de carguío como son los Scoops de

9.0 y 6.0 yd³ ambos con telemando para la seguridad del operador, (Ver figura 24).

Figura 24 Método de Minado Cámaras y Pilares



Fuente: U.E. A. Islay. Departamento de Planeamiento

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

A. Cebo

Es la forma correcta de preparar la iniciación de una voladura consta de explosivo primario y un fulminante.

B. Conector

Es un accesorio que contiene dos fulminantes y un tubo de choque que propaga la onda de iniciación de la voladura.

C. Cordón detonante

Está construido en base a la pentrita que es alma dentro de un cordón elástico.

D. Detonación

Es un proceso de reacción química y física que propaga ondas de choque para la fragmentación de rocas.

E. Dinamita

Es un explosivo sensible al fulminante, contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. En la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno.

F. Explosión

La explosión de una sustancia explosiva es una rápida expansión de la misma en un volumen más grande que su volumen original.

G. Explosivo

Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos.

H. Factor de carga

Es un indicador en el área de voladura reducida a kilogramos de explosivo usado para desplazar, romper un metro cubico de mineral.

I. Fragmentación de rocas

Es el proceso de reducción del material a través de la voladura de rocas.

J. Fulminante

Es un dispositivo de iniciación que contiene acida de plomo como fuente de su detonación. El fulminante más común para la minería es el número 8.

K. Fulminante dual

Es un dispositivo de iniciación que posee 2 fulminantes. El primero inicia la carga explosiva N⁰ 12, el segundo es un retarde de tiempo en milisegundos N⁰ 6.

L. Sistema de iniciación convencional

Es el conjunto de faneles o exeles, cordón detonante, mecha de iniciación para la voladura de rocas en minería subterránea, superficial y obras civiles.

M. Sistema dual no eléctrico

Es el conjunto de Fulminante Dual, Conector, Mecha rápida o Cordón de ignición que se aplica en las voladuras de rocas en minas subterráneas, superficiales y obras civiles.

N. Voladura.

Fragmentación de la roca y otros materiales sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.

O. Factor de potencia y/o factor de carga

Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m^3 .

P. Paralelismo

En perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección.

Q. Perforación tipo breasting

Es una perforación con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación en breasting. Es una perforación de producción en mineral.

R. Tiros cortados y/o soplados

Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explotaron.

S. Distribución de la carga

Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se usan dentro de una labor minera para su posterior detonación.

CAPÍTULO III

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

Para las pruebas de hipótesis se utilizará el siguiente cuadro (Matriz de análisis de datos), con los promedios de los tajeos desde 2013 al 2015 en diferentes ámbitos de estudio. La recolección de datos brindara resultados con el software SPSS Statistics (versión 25= y el software Microsoft Excel a cada interrogante formulada (Ver tabla 8, anexos 2).

Para la ejecución de la prueba de hipótesis, se tendrá consideración lo siguiente datos, (ver cuadro 3) y para la gráfica de campana de gauss (Ver anexo 3).

Cuadro 3 Datos para Contratación de Hipótesis

Margen de error	Confiabilidad	Valor critico	Grados De liberad
0,05%	95%	(+/-)2,069	23

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8. Matriz de Análisis Datos - U.E.A. Islay desde 2013 al 2015

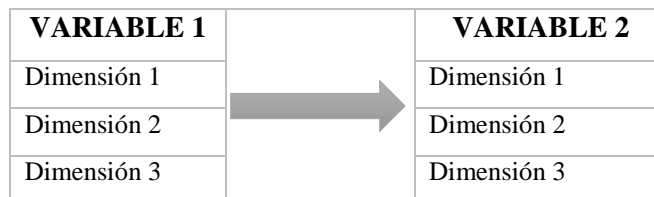
Labor	Nivel	Veta	Promedio de Duales utilizados/Tj.	Costos con Sistema Dual No Eléctrico US\$/Tj	Costos con Sistema Convencional US\$/Tj	Tiempo de Carguío sistema Convencional Hr:min:seg.	Tiempo de Carguío Sistema dual Hr:min:seg.	Long. Avance Sistema Convencional Ms.	Long. Avance Sistema dual Ms.
TJ_200-350	350	M. ANITA	18.6	155.14	159.24	1:17:24	0:39:24	2.84	3.034
TJ_100-310	310	M. ANITA	20.5	170.13	175.08	1:21:30	0:40:30	2.875	2.98
TJ_050-310	310	M. ANITA	19.7	164.28	168.53	1:12:00	0:42:13	2.827	2.964
TJ_150-310	310	M. ANITA	19.5	162.52	166.75	1:17:48	0:41:36	2.842	2.94
TJ_500-310	310	M. ANITA	16.33	136.53	140.35	1:18:20	0:40:00	2.91	3.016
TJ_800-440	440	V. SUR	20	166.626	170.916	1:13:00	0:42:26	2.924	3.042
TJ_400-485	485	V. FLUORITA	18.75	156.37	160.5	1:12:43	0:41:34	2.814	2.924
TJ_100-420	420	V. FLUORITA	17	142.01	145.91	1:18:00	0:44:20	2.78	2.96
TJ_250-420	420	V. FLUORITA	18	150.21	154.24	1:15:36	0:42:36	2.9	3.042
TJ_225-465	465	V. ISLAY	20.5	170.73	175.08	1:15:59	0:40:26	2.9	3.04
TJ_800-465	465	V. ISLAY	19.25	160.47	164.66	1:22:00	0:46:00	2.9	3.066
TJ_500-420	420	V. ISLAY	22	183.0396	187.5896	1:12:00	0:37:26	2.85	2.95
TJ_225-250	250	V. ISLAY PISO	18	150.21	154.24	1:13:53	0:41:00	2.88	3.018
TJ_100-280	280	V. ISLAY PISO	19	148.42	162.58	1:22:00	0:46:00	2.9	3.066
TJ_050-300	300	V. SUR	19.66	163.89	168.14	1:07:24	0:43:20	2.9	3.033
TJ_110-280	280	V. SUR	22	150.2124	154.2424	1:15:20	0:41:20	2.78	2.966
TJ_200-270	270	V. SUR	19.125	156.53	163.62	1:11:00	0:39:51	2.805	3.004
TJ_300-280	280	V. SUR	19.33	161.15	165.36	1:11:40	0:38:40	2.8166	2.97
TJ_500-280	280	V. SUR	18.5	154.32	158.41	1:09:24	0:43:48	2.81	2.96
TJ_100-300	300	V. SUR	19.2	160.06	164.25	1:13:00	0:42:26	2.924	3.042
TJ_110-260	260	V. SUR	16	133.8	137.57	1:11:00	0:39:51	2.9	3
TJ_200-260	260	V. SUR	20	159.94	170.92	1:16:34	0:41:09	2.88	2.98
TJ_300-260	260	V. SUR	19	158.42	162.48	1:13:00	0:43:00	2.95	3.016
TJ_500-225	225	V. SUR	19	158.42	162.58	1:13:17	0:41:09	2.8	2.96

Fuente: Elaboración propia.

3.1. Prueba de Hipótesis

3.1.1 Hipótesis General

Cuadro 4 Dimensión de Hipótesis General



Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Alterna

“Existe influencia directa del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015”

Hipótesis Nula

“No Existe influencia directa del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015”

En primer lugar, verificamos si los datos provienen de una distribución normal, para ello detallamos línea abajo.

Prueba de Normalidad:

Dónde: Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 9 y 10).

Tabla 9 Prueba de Normalidad para Hipótesis General

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Cantidad de DUALES Utilizados	,952	24	,952
Costo Voladura Dual no Eléctr.	,970	24	,673
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.			

Normalidad		
0.952	>	0.05
0.673	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

Dónde: La prueba de normalidad, los valores son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

Aceptando que los datos provienen de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, (Ver tabla 10).

Tabla 10 Prueba de T Student para Hipótesis General

Prueba de muestras emparejadas								
Diferencias emparejadas								
			95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)	
Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	Inferior	Superior				
Par.1 DualesUtili - CostoVoladurDual	-138,10354	9,72592	1,98529	-142,21044	-133,99665	-69,563	23	,000

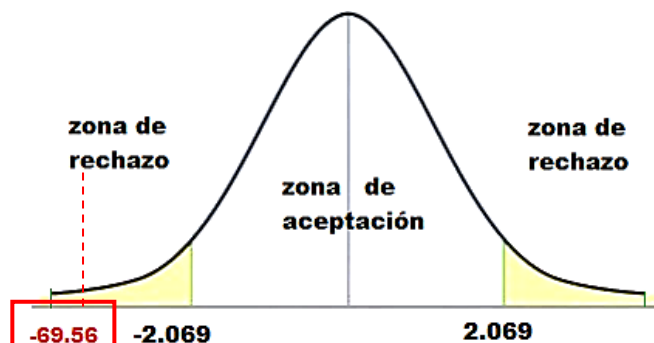
T Student
T = -69.563
Grado de Significancia = 0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Mediante la tabla de cuantiles, se obtiene los valores de: valor critico +/- 2.069 y grados de libertad de 23, (Ver figura 25).

Figura 25 Campana de Gauss para Hipótesis General



Fuente: Elaboración propia.

Dónde: El resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula.

Analizando la hipótesis alternativa a través de las medias del sistema convencional y sistema dual, (Ver tabla 11).

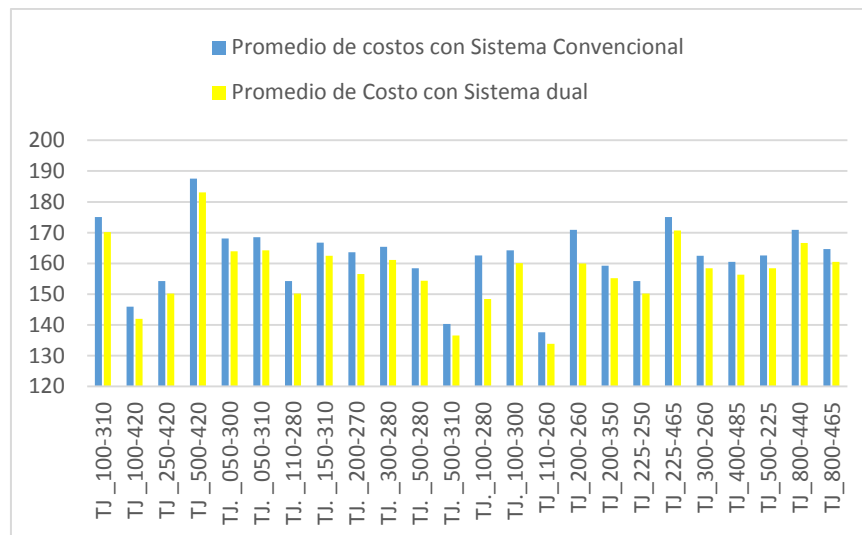
Tabla 11 Prueba Estadística de Costos entre Sistema Convencional y Sistema Dual

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv.Error promedio
Par 1	Costos Convencional	162,2183	24	11,05856	2,25732
	Costos Sistema Dual	157,2263	24	10,87057	2,21895

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se detalla los costos comparativos por medio de gráficos del sistema convencional y el sistema dual no eléctrico, (Ver figura 26 y cuadro 5).

Figura 26 Comparativos de Costos Sistema Convencional – Sistema Dual



Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 5 Promedio de Costos Sistema Convencional y Sistema Dual

Etiquetas de fila	Promedio de costos con Sistema Convencional	Promedio de Costo con Sistema dual
TJ_100-310	175.08	170.13
TJ_100-420	145.91	142.01
TJ_250-420	154.24	150.21
TJ_500-420	187.5896	183.0396
TJ_050-300	168.14	163.89
TJ_050-310	168.53	164.28
TJ_110-280	154.2424	150.2124
TJ_150-310	166.75	162.52
TJ_200-270	163.62	156.53
TJ_300-280	165.36	161.15
TJ_500-280	158.41	154.32
TJ_500-310	140.35	136.53
TJ_100-280	162.58	148.42
TJ_100-300	164.25	160.06
TJ_110-260	137.57	133.8
TJ_200-260	170.92	159.94
TJ_200-350	159.24	155.14
TJ_225-250	154.24	150.21
TJ_225-465	175.08	170.73
TJ_300-260	162.48	158.42
TJ_400-485	160.5	156.37
TJ_500-225	162.58	158.42
TJ_800-440	170.916	166.626
TJ_800-465	164.66	160.47
Total general	162.22	157.23

Fuente: Elaboración propia.

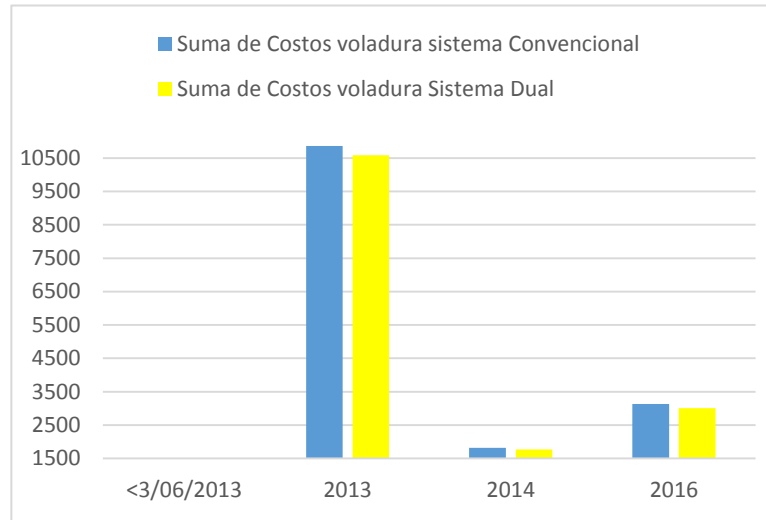
Además, un comparativo de los costos totales de voladura entre los años 2013 al 2015 obteniendo resultados significativos (Ver tabla 12 y figura 27).

Tabla 12 Costos Totales de Voladura Tajeo 2013 - 2015

Años	Suma de Costos voladura sistema Convencional US\$	Suma de Costos voladura Sistema Dual US\$
2013	10863.62	10586.98
2014	1813.38	1767.23
2016	3130.69	3006.40
Total general	15807.69	15360.60

Fuente: Elaboración propia.

Figura 27 Costos Totales de Voladura Tajeo 2013 - 2015



Fuente: Elaboración propia.

Análisis estadístico:

Por lo expuesto el valor $t = -69.56$ reposa sobre la zona de rechazo, por tanto, se descarta la hipótesis nula, también podemos ver los resultados del comparativo de graficas del sistema convencional y el sistema dual teniendo una diferencia entre los valores, por lo expuesto se acepta la hipótesis alterna: existe influencia directa del sistema dual no eléctrico en los costos por voladura en tajeos de la U.E.A. Islay 2013 - 2015”

3.1.2 Hipótesis Especificas

Hipótesis Especifica 1

Cuadro 6 Dimensión de Hipótesis Especifica 1

VARIABLE 1		VARIABLE 2
Dimensión 1		Dimensión 1
Dimensión 2		Dimensión 2
Dimensión 3		Dimensión 3

Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Alterna

El sistema Dual no eléctrico se relaciona con los tiempos de carguío favorablemente en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 – 2015.

Hipótesis Nula

El sistema Dual no eléctrico no se relaciona con los tiempos de carguío favorablemente en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 – 2015.

En primer lugar, verificamos si los datos provienen de una distribución normal, para ello detallamos línea abajo.

Prueba de Normalidad:

Dónde: Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 13).

Tabla 13 Prueba de Normalidad para Hipótesis específica 1

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Tiemp. Carguío Sist.Convenc	,958	24	,392
Tiemp. Carguío Sist. Dual	,977	24	,845
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.			

Normalidad		
0.392	>	0.05
0.845	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

Donde: Las pruebas de normalidad son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

Aceptando que los datos provienen de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, (Ver tabla 14).

Tabla 14 Prueba de T Student para Hipótesis Especifica 1

	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	Diferencias emparejadas		t	gl	Sig. (bilateral)
				95% de intervalo de confianza de la diferencia				
				Inferior	Superior			
Par.1 TiemCarguoSistConvenc - TiemCarguoSisteDual	0:33:04	0:03:50	0:00:46	0:31:27	0:34:41	42,231	23	,000

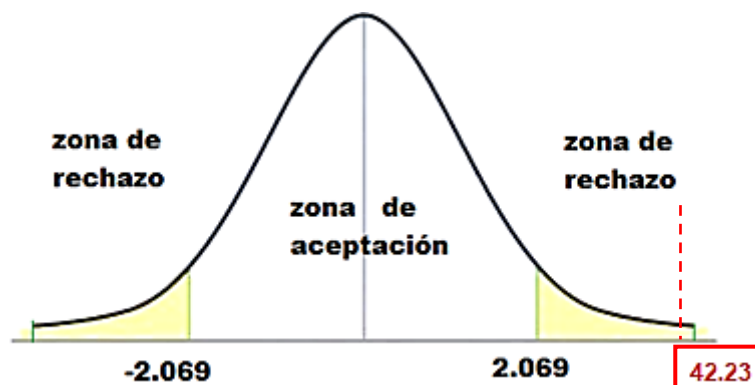
T Student
T = 42.231
Grado de Significancia = 0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Mediante la tabla de cuantiles, se obtiene los valores de: valor critico +/- 2.069 y grados de libertad de 23, (Ver figura 28).

Figura 28 Campana de Gauss para Hipótesis Especifica 1



Fuente: Elaboración propia.

Dónde:

El resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula. Por ende, se acepta la hipótesis alterna, a través de las medias de tiempo de carguío del sistema convencional y sistema dual, (Ver tabla 15).

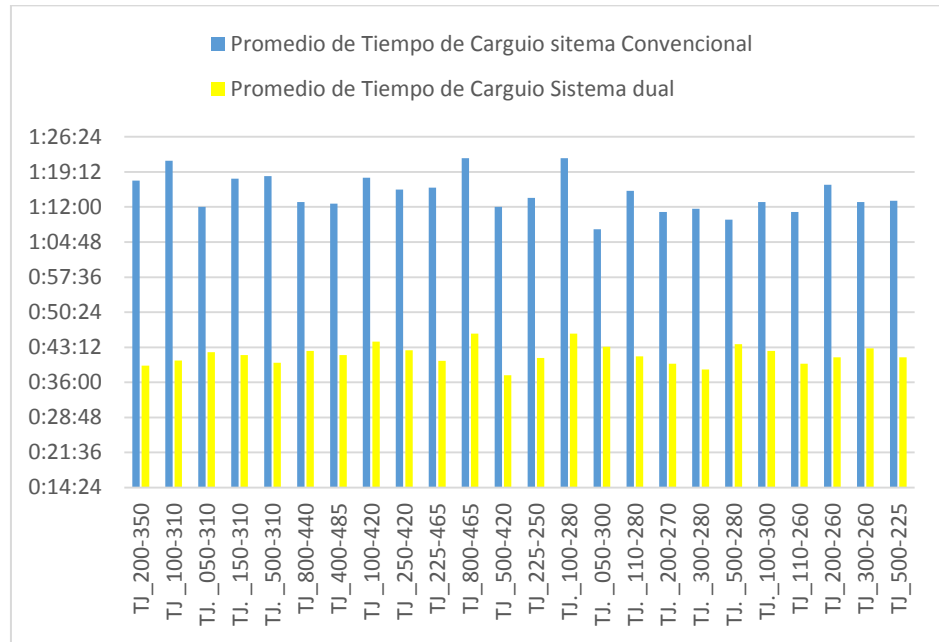
Tabla 15 Tabla de muestras Emparejadas y Medias

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv. promedio
Par 1	Tiemp. Carguío Sist. Convenc.	1:14:44	24	0:03:53	0:00:47
	Tiemp. Carguío Sist. Dual	0:41:40	24	0:02:06	0:00:25
Promedios de tiempo de carguío					
Sistema Convencional			Sistema Dual		
1h 14min 44seg /Tj			0h 41min 40seg /Tj		

Fuente: Elaboración propia.

También se detalla con graficas los promedios de los tiempos de carguío con el sistema convencional y sistema dual en cada uno de los tajeos (Ver figura 29).

Figura 29 Comparativo de Tiempo de Carguío entre Sistema Convencional - Sistema Dual



Fuente: Elaboración propia.

Se determina que los picos más altos de tiempo de carguío son del sistema convencional y los picos menores del sistema dual no eléctrico, apreciándose una gran diferencia en los tiempos de carguío, (ver cuadro 7)

Cuadro 7 Promedio de Tiempo Carguío

Etiquetas de fila	Promedio de Tiempo de Carguío sistema Convencional (Hr:mm:ss)	Promedio de Tiempo de Carguío Sistema dual (Hr:mm:ss)
TJ_200-350	1:17:24	0:39:24
TJ_100-310	1:21:30	0:40:30
TJ_050-310	1:12:00	0:42:13
TJ_150-310	1:17:48	0:41:36
TJ_500-310	1:18:20	0:40:00
TJ_800-440	1:13:00	0:42:26
TJ_400-485	1:12:43	0:41:34
TJ_100-420	1:18:00	0:44:20
TJ_250-420	1:15:36	0:42:36
TJ_225-465	1:15:59	0:40:26
TJ_800-465	1:22:00	0:46:00
TJ_500-420	1:12:00	0:37:26
TJ_225-250	1:13:53	0:41:00
TJ_100-280	1:22:00	0:46:00
TJ_050-300	1:07:24	0:43:20
TJ_110-280	1:15:20	0:41:20
TJ_200-270	1:11:00	0:39:51
TJ_300-280	1:11:40	0:38:40
TJ_500-280	1:09:24	0:43:48
TJ_100-300	1:13:00	0:42:26
TJ_110-260	1:11:00	0:39:51
TJ_200-260	1:16:34	0:41:09
TJ_300-260	1:13:00	0:43:00
TJ_500-225	1:13:17	0:41:09
Total general	1:14:45	0:41:40


Fuente: Elaboración propia.

Análisis estadístico:

Por lo expuesto, dado que el valor $t = 42.23$ reposa sobre la zona de rechazo, se descarta la hipótesis Nula. También podemos apreciar la diferencia de graficas del sistema convencional y el sistema dual obteniendo una diferencia del ahorro de tiempo del sistema dual en promedio de 30 min/Tj, por lo expuesto se acepta la hipótesis alterna: El sistema dual no eléctrico se relaciona con los tiempos de carguío favorablemente en los tajeos de la U.E.A. Islay desde 2013 - 2015.

Hipótesis Especifica 2

Cuadro 8 Dimensión de Hipótesis Especifico 2

VARIABLE 1		VARIABLE 2
Dimensión 1		Dimensión 1
Dimensión 2		Dimensión 2
Dimensión 3		Dimensión 3

Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Alterna

Si usamos adecuadamente el sistema dual no eléctrico, entonces es posible optimizar la longitud de avance en los tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015.

Hipótesis Nula

Si usamos adecuadamente el sistema dual no eléctrico, entonces no es posible optimizar la longitud de avance en los tajeos de la U. E. A. Islay, 2013 – 2015.

En primer lugar, verificamos si los datos provienen de una distribución normal, para ello detallamos línea abajo.

Prueba de Normalidad:

Dónde: Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 16).

Tabla 16 Prueba de Normalidad para hipótesis Especifica 2

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico		
Longitud de Avance Sist. Convencional	,934	gl	Sig.
Longitud de Avance Sist. Dual	,945	24	,123
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.		24	,208

Normalidad		
0.123	>	0.05
0.208	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

Donde:

Los valores obtenidos son mayores al valor de significancia. Se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

Aceptando que los datos provienen de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, (Ver tabla 17).

Tabla 17 Prueba T Student para Hipótesis específica 2

		Prueba de muestras emparejadas							
		Diferencias emparejadas							
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)
					Inferior	Superior			
Par 1	LongAvanceSistConvenc - LongAvanceSistDual	-,13597	,03502	,00715	-,15076	-,12119	-19,023	23	,000

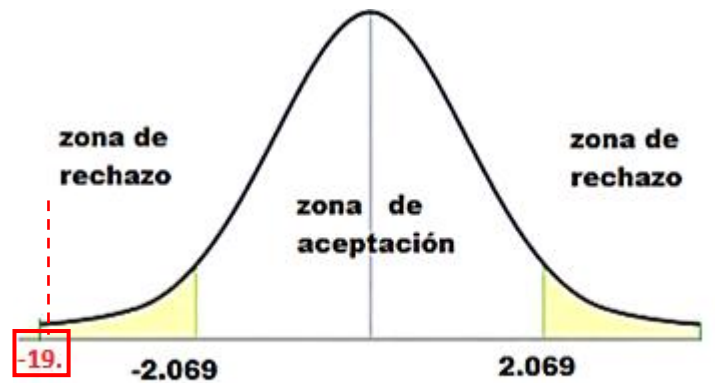
T Student
T = -19.023
Grado de Significancia = 0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Mediante la tabla de cuantiles, se obtiene los valores de: valor critico +/- 2.069 y grados de libertad de 23, (Ver figura 30).

Figura 30 Campana de Gauss para Hipótesis específica 2



Fuente: Elaboración propia.

Dónde: El resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula. Analizaremos la hipótesis alternativa, a través de

medias de longitud de avance del sistema convencional y sistema dual (Ver tabla 18).

Tabla 18 Muestras Emparejadas y Medias

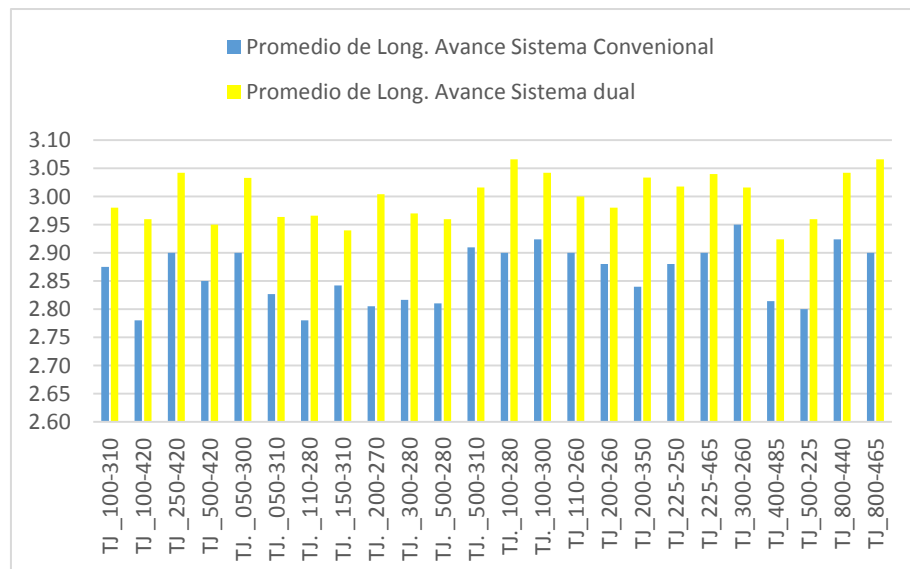
Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Par 1	Long. Avance Sist.Convenc.	2,8628	24	,04981	,01017
	Long. Avance Sist. Dual	2,9988	24	,04135	,00844

Promedios de longitud de avance	
Sistema Convencional	Sistema Dual
2.86 Mts./Tj	2.99 Mts./Tj

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se detalla los comparativos mediante graficas las longitudes de avance con sistema convencional y sistema dual, (Ver figura 31 y cuadro 9).

Figura 31 Longitud de Avance entre Sistema Dual y Sistema Convencional



Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 9 Tabla de promedio longitud de avance

Etiquetas de fila	Promedio de Long. Avance Sistema Convencional (Mts)	Promedio de Long. Avance Sistema dual (Mts)
TJ_100-310	2.88	2.98
TJ_100-420	2.78	2.96
TJ_250-420	2.90	3.04
TJ_500-420	2.85	2.95
TJ_050-300	2.90	3.03
TJ_050-310	2.83	2.96
TJ_110-280	2.78	2.97
TJ_150-310	2.84	2.94
TJ_200-270	2.81	3.00
TJ_300-280	2.82	2.97
TJ_500-280	2.81	2.96
TJ_500-310	2.91	3.02
TJ_100-280	2.90	3.07
TJ_100-300	2.92	3.04
TJ_110-260	2.90	3.00
TJ_200-260	2.88	2.98
TJ_200-350	2.84	3.03
TJ_225-250	2.88	3.02
TJ_225-465	2.90	3.04
TJ_300-260	2.95	3.02
TJ_400-485	2.81	2.92
TJ_500-225	2.80	2.96
TJ_800-440	2.92	3.04
TJ_800-465	2.90	3.07
Prom. general	2.86	3.00

Fuente: Elaboración propia.

Análisis estadístico:

Por lo expuesto, se descarta la hipótesis nula debido a que el valor $t=19.023$, reposa sobre la zona de rechazo, también podemos apreciar la diferencia de graficas del sistema convencional y el sistema dual teniendo una diferencia promedio entre los valores de 0.14 Mts, a favor del sistema Dual, por lo expuesto se acepta la hipótesis alterna: Si usamos adecuadamente el sistema dual no eléctrico, entonces es posible optimizar la longitud de avance en los tajeos de la U. E. A. Islay desde 2013 - 2015.

Prueba De Hipótesis 3

Cuadro 10 Dimensión de Hipótesis Específica 3

VARIABLE 1		VARIABLE 2
Dimensión 1		Dimensión 1
Dimensión 2		Dimensión 2
Dimensión 3		Dimensión 3

Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Alterna

Existe diferencia en los costos de voladura con uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de la E.U.A. Islay, 2013 – 2015.

Hipótesis Nula

No existe diferencia en los costos de voladura con uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de la E.U.A. Islay, 2013 – 2015.

En primer lugar, verificamos si los datos provienen de una distribución normal, para ello detallamos línea abajo.

Prueba de Normalidad:

Dónde: Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 19).

Tabla 19 Prueba de Normalidad para Hipótesis Específica 3

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Costos Voladura Conven.	,960	24	,432
Costo Voladura Dual	,970	24	,673

*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.

NORMALIDAD		
0.432	>	$\alpha = 0.05$
0.673	>	$\alpha = 0.05$

Fuente: Elaboración propia.

Aceptando que los valores son mayores al valor de significancia. Los datos provienen de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, (ver tabla 20).

Tabla 20 Prueba T- Student para Hipótesis Específica 3

Prueba de muestras emparejadas									
		Diferencias emparejadas							
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)
					Inferior	Superior			
Par 1	CostosVoladuraSistConve - CostoVoladuraSistDual	4,99208	2,46489	,50314	3,95125	6,03291	9,922	23	,000

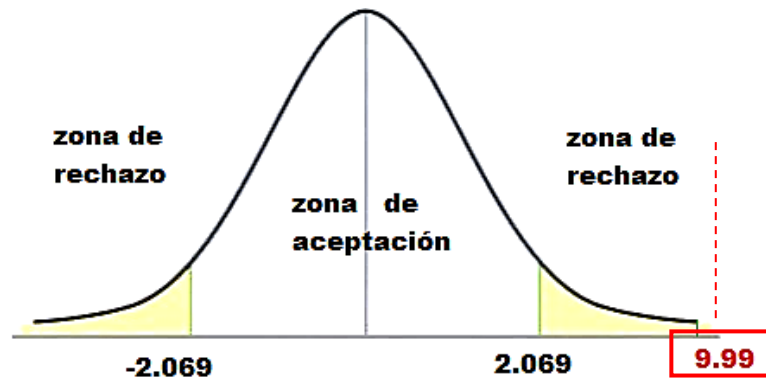
T Student
T = 9.992
Grado de Significancia = 0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss

Mediante la tabla de cuantiles, se obtiene los valores de: valor crítico +/- 2.069 y grados de libertad de 23, (Ver figura 32).

Figura 32 Campana de Gauss para Hipótesis Especifico 3



Fuente: Elaboración propia.

Dónde:

El resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula. A continuación, se comprueba la hipótesis alterna, se detalla los comparativos por medio de gráficos y tablas, (ver tabla 21)

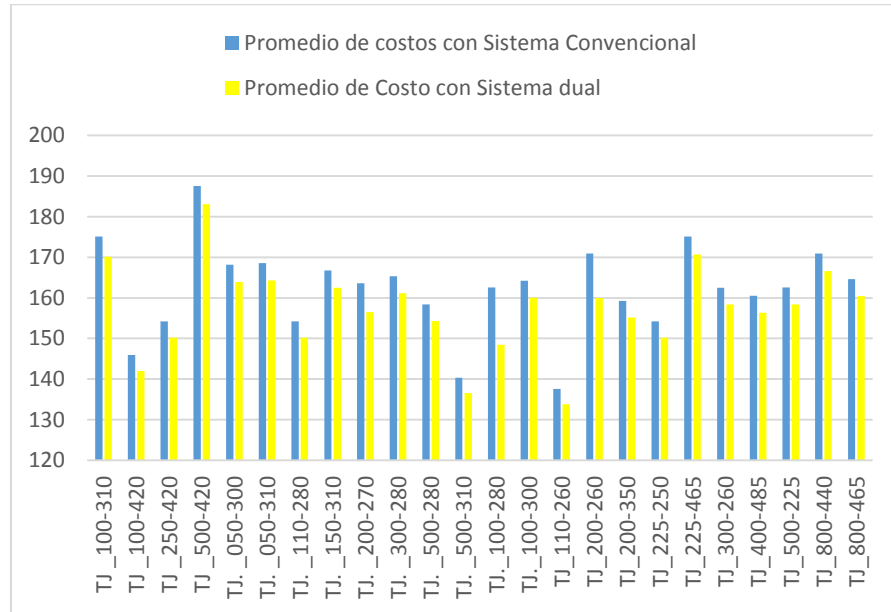
Tabla 21 Muestras Emparejadas y medias

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv.Error promedio
Par 1	Costos Convencional	162,2183	24	11,05856	2,25732
	Costos Sistema Dual	157,2263	24	10,87057	2,21895

Fuente: Elaboración propia.

A demás establecer la diferencia de los costos de voladura por cada tajeo, de esta forma determinar la diferencia de los costos de coladura con el sistema convencional y el sistema dual en base al promedio de los 24 tajeos durante los años 2013 – 2015, (Ver figura 33).

Figura 33 Costo de Voladura Entre Sistema Convencional y Sistema Dual



Fuente: Elaboración propia.

También detallamos los costos de voladura con el sistema convencional y sistema dual no eléctrico en cada uno de los tajeos en los diferentes niveles de producción de la U.E.A. Islay, (ver cuadro 11) y así mismo especificamos los promedios de los costos de voladura con cada uno de los sistemas, (ver cuadro 12).

Cuadro 11 Promedio de Costo Sistema Convencional y Sistema Dual

Etiquetas de fila	Promedio de costos con sistema dual (US\$/Tj.)	Promedio de Costo con Sistema Convencional (US\$/Tj.)
TJ_100-310	170.130	175.080
TJ_100-420	142.010	145.910
TJ_250-420	150.210	154.240
TJ_500-420	183.040	187.590
TJ_050-300	163.890	168.140
TJ_050-310	164.280	168.530
TJ_110-280	150.212	154.242
TJ_150-310	162.520	166.750
TJ_200-270	156.530	163.620
TJ_300-280	161.150	165.360
TJ_500-280	154.320	158.410
TJ_500-310	136.530	140.350
TJ_100-280	148.420	162.580
TJ_100-300	160.060	164.250
TJ_110-260	133.800	137.570
TJ_200-260	159.940	170.920
TJ_200-350	155.140	159.240
TJ_225-250	150.210	154.240
TJ_225-465	170.730	175.080
TJ_300-260	158.420	162.480
TJ_400-485	156.370	160.500
TJ_500-225	158.420	162.580
TJ_800-440	166.626	170.916
TJ_800-465	160.470	164.660
Prom. general	157.226	162.218

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 12 Diferencia de costos de voladura

Costos Voladura Sist. Convencional		Costos Voladura Sist. Dual
162.2183 US\$/Tj	>	157.2263 US\$/Tj

Diferencia de costos = 4.992 \$/Tj

Fuente: Elaboración propia.

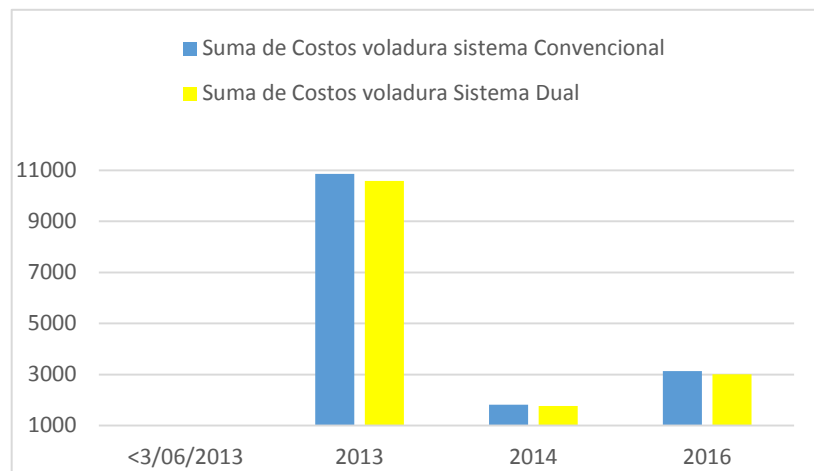
También determinar los costos totales de voladura desde 2013 al 2015 con el sistema convencional y sistema dual no eléctrico, (Ver tabla 22 y figura 34).

Tabla 22 Costos Totales de Voladura de Tajeo 2013 - 2015

Años	Suma de Costos voladura sistema Convencional US\$	Suma de Costos voladura Sistema Dual US\$
<3/06/2013		
2013	10863.62	10586.98
2014	1813.38	1767.23
2016	3130.69	3006.40
Total general	15807.69	15360.60

Fuente: Elaboración propia.

Figuran 34 Costos de voladura de tajeos 2013 - 2015



Fuente: Elaboración propia.

Análisis estadístico:

Podemos confirmar la diferencia de datos estadísticos del sistema convencional es 162.2183 US\$/Tj. Y el sistema dual 157.2263 US\$/Tj. A su vez existe un ahorro de 4.992 US\$/Tj. Además, durante los años 2013 al 2015, los costos por voladura con el sistema convencional son de US\$15 807.69 y el sistema dual de US\$ 15 360.60. Por lo expuesto existe diferencia de costos de voladura con el uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos.

CAPÍTULO IV

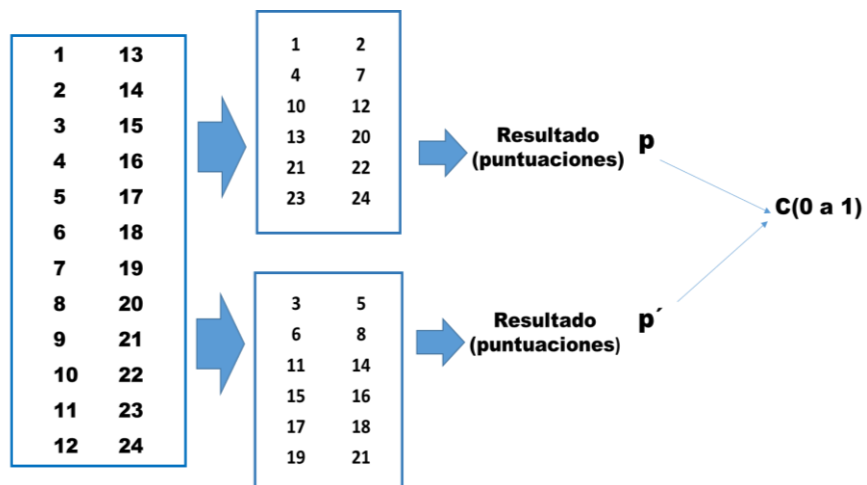
PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. CONFIABILIDAD Y VALIDACION DEL INSTRUMENTO

4.1.1 Confiabilidad del Instrumento

Para la confiabilidad del instrumento la presente investigación ha sido medida por el *Método de Mitades Partidas (split-halves)* que detallaremos líneas abajo, (Ver figura 35).

Figura 35 Método de Mitades Partidas (split-haves)



Fuente: Elaboración propia

De una forma aleatoria los datos de matriz de análisis se dividen en dos grupos para realizar la correlación, cada uno de ellos serán sometidos a coeficiente de correlación. (ver tabla 23).

Tabla 23 División de muestra para método Split halves

GRUPO 1

Ítems	Costo de voladura US\$/TJ	Cantidad de duales utilizados
1	170.13	20.5
2	142.01	17
4	183.04	22
7	150.21	22
10	161.15	19.33
12	136.53	16.33
13	148.42	19
20	158.42	19
21	156.37	18.75
22	158.42	19
23	166.626	20
24	160.47	19.25

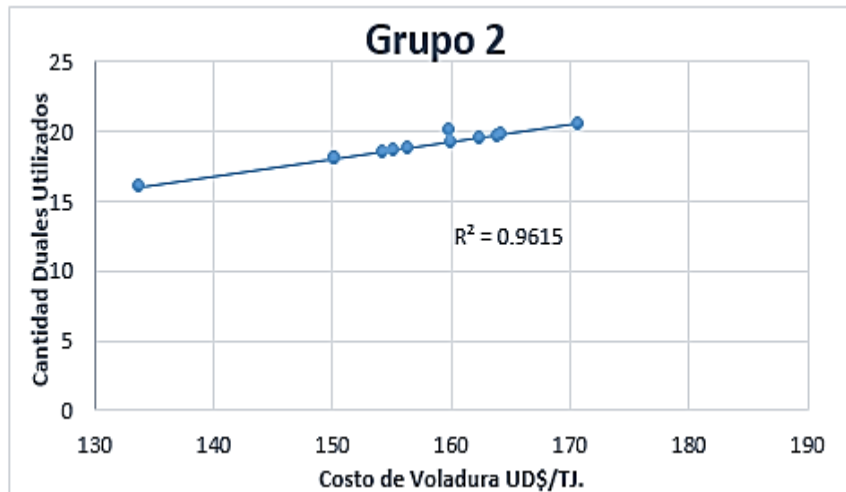
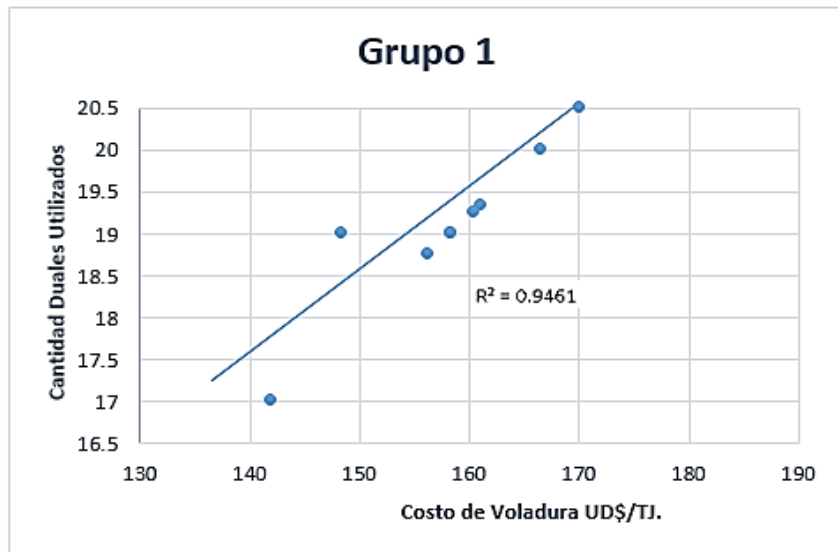
GRUPO 2

Ítems	Costo de voladura US\$/TJ	Cantidad de duales utilizados
3	150.21	18
5	163.89	19.66
6	164.28	19.7
8	162.52	19.5
11	154.32	18.5
14	160.06	19.2
15	133.8	16
16	159.94	20
17	155.14	18.6
18	150.21	18
19	170.73	20.5
21	156.37	18.75

Fuente: Elaboración propia

Mediante la línea de tendencia se calcula el coeficiente de relación (R^2) para cada grupo determinando el grado de correlación de los datos, (Ver figura 36).

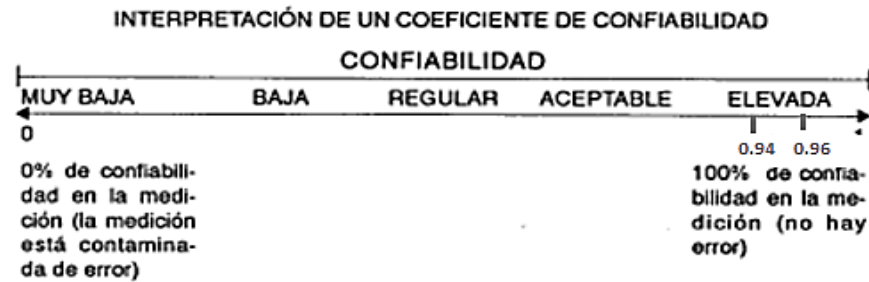
Figura 36 Grado de correlación para ambos grupos



Fuente: Elaboración propia

Los valores obtenidos de R^2 son llevados a la interpretación de coeficiente de confiabilidad, donde ambos resultados recaen en una confiabilidad elevada. (Ver figura 37).

Figura 37 Interpretación del coeficiente de confiabilidad



Fuente: R. Hernández S. Metodología de la Investigación

4.1.2 Validación del Instrumento

El instrumento que hemos utilizado para la recolección de datos es la **Matriz de Análisis de datos**, que la U.E.A. Islay ha procesado durante los años 2013 al 2015. Para garantía de la validación del instrumento nos guiamos por la experiencia de los jefes de guardia, supervisores y gerentes de la compañía minera. Además, personalmente he sido uno de los colaboradores que trabajó con el sistema dual no eléctrico y detallo que esta investigación tiene carácter descriptivo por darse la característica de la investigación.

4.2. ANALISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES.

Según la tipología de la investigación son de tipo *variable continua*, por ende, se detallan el análisis cuantitativo a través de la hipótesis formulada (general). Se ha utilizado el software Spss Statistics (versión 25), el análisis descriptivo se muestra en las siguientes tablas.

VARIABLES DE ESTUDIO

A continuación, se muestra la tabla antes de aplicar la variable de estudio (ver tablas 24).

Tabla 24 Análisis Cuantitativo del Sistema Convencional – Sistema dual no Eléctrico

Descriptivos				
		Estadístico	Desv. Error	
Costos Voladura Sistema Convenc.	Media		162,2183	2,25732
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	157,5487	
		Límite superior	166,8880	
	Media recortada al 5%		162,2682	
	Mediana		163,1000	
	Varianza		122,292	
	Desv. Desviación		11,05856	
	Mínimo		137,57	
	Máximo		187,59	
	Rango		50,02	
	Rango intercuartil		13,15	
	Asimetría		-,311	,472
	Curtosis		,963	,918
	Costo Voladura Sistema Dual no Eléctrico	Media		157,2263
95% de intervalo de confianza para la media		Límite inferior	152,6360	
		Límite superior	161,8165	
Media recortada al 5%		157,1823		
Mediana		158,4200		
Varianza		118,169		
Desv. Desviación		10,87057		
Mínimo		133,80		
Máximo		183,04		
Rango		49,24		
Rango intercuartil		13,34		
Asimetría		-,126	,472	
Curtosis		,892	,918	

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se muestra la tabla después de aplicar la variable de estudio (ver tablas 25).

Tabla 25 Tabla del Sistema Dual No Eléctrico y Costos de Voladura

Descriptivos				
			Estadístico	Desv. Error
Sistema de duales Utilizados Por tajeo	Media		19,1227	,29532
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	18,5118	
		Límite superior	19,7336	
	Media recortada al 5%		19,1333	
	Mediana		19,1625	
	Varianza		2,093	
	Desv. Desviación		1,44678	
	Mínimo		16,00	
	Máximo		22,00	
	Rango		6,00	
	Rango intercuartil		1,40	
	Asimetría		-,163	,472
	Curtosis		,758	,918
	Costo Voladura Sistema Dual No eléctrico Por tajeo	Media		157,2263
95% de intervalo de confianza para la media		Límite inferior	152,6360	
		Límite superior	161,8165	
Media recortada al 5%		157,1823		
Mediana		158,4200		
Varianza		118,169		
Desv. Desviación		10,87057		
Mínimo		133,80		
Máximo		183,04		
Rango		49,24		
Rango intercuartil		13,34		
Asimetría		-,126	,472	
Curtosis		,892	,918	

Fuente: Elaboración propia

4.3. PRUEBA DE NORMALIDAD

Para las pruebas de normalidad se tomaron los datos estadísticos de la tabla 8 de acuerdo con las hipótesis formuladas (hipótesis general y específicas) a continuación se detallan las pruebas de normalidad para cada una de ellas. Además, destacamos que según el número de nuestras muestras es de 24 por lo cual adoptamos la prueba de normalidad de **Shapiro Wilk** (< 30 muestras).

Prueba de Normalidad: Hipótesis General

Shapiro Wilk muestras pequeñas (<30 muestras)

Dónde:

Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 26).

Tabla 26 Prueba de Normalidad para Hipótesis General

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Cantidad de Dúales Utilizados	,952	24	,952
Costo Voladura Dual no Eléctr.	,970	24	,673
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.			

Normalidad		
0.952	>	0.05
0.673	>	0.05

Fuente: Elaboración propia

Donde:

La prueba de normalidad, los valores 0.432 y 0.673 son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

Prueba de Normalidad: Hipótesis Especifico 1

Shapiro Wilk muestras pequeñas (<30 muestras)

Dónde:

Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 27).

Tabla 27 Prueba de Normalidad para Hipótesis especifica 1

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Tiemp. Carguío Sist.Convenc	,958	24	,392
Tiemp. Carguío Sist. Dual	,977	24	,845
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.			

Normalidad		
0.392	>	0.05
0.845	>	0.05

Fuente: Elaboración propia

Donde:

La prueba de normalidad, los valores 0.392 y 0845 son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

Prueba de Normalidad Especifico 2:

Shapiro Wilk muestras pequeñas (<30 muestras)

Dónde:

Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 28).

Tabla 28 Prueba de Normalidad para hipótesis Especifica 2

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico		
Longitud de Avance Sist. Convencional	,934	gl	Sig.
Longitud de Avance Sist. Dual	,945	24	,123
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.		24	,208

Normalidad		
0.123	>	0.05
0.208	>	0.05

Fuente: Elaboración propia

Donde:

La prueba de normalidad, los valores 0.123 y 0.208 son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos provienen de una distribución normal.

Prueba de Normalidad Especifico 3:

Shapiro Wilk muestras pequeñas (<30 muestras)

Dónde: Para nuestro análisis en base a 24 muestras de tajeos de la U.E.A. Islay, la prueba de normalidad se hace en base a Shapiro Wilk, (Ver tabla 29).

Tabla 29 Prueba de Normalidad para Hipótesis Especifica 3

Pruebas de normalidad			
	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Costos Voladura Conven..	,960	24	,432
Costo Voladura Dual	,970	24	,673
*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.			

NORMALIDAD		
0.432	>	$\alpha = 0.05$
0.673	>	$\alpha = 0.05$

Fuente: Elaboración propia

La prueba de normalidad, los valores 0.432 y 0.673 son mayores al valor de significancia, se acepta que los datos de los tajeos provienen de una distribución normal.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

El sistema dual no eléctrico muestra resultados relevantes y contundentes para afirmar la correlación entre las variables, según Carlos Lopez Jimeno – Emilio Lopez Jimeno en su libro titulada “Perforación y Voladura de Rocas” (1994). Menciona que el sistema dual no eléctrico no requiere una línea troncal para su iniciación, por consecuente se ahorra el costo por uso de cordón detonante. Además, por poseer un fulminante número 12 con mayor potencia con un explosivo (Emulnor 3000) como cebo, puede iniciar la columna explosiva exitosamente, esto nos beneficia al obtener mayor longitud de avance de 3.0 mts. con una efectividad de voladura de 95%.

Huanuqueño (2014) en su tesis “Costos de voladura usando el detonador no eléctrico dual en las labores subterráneas U.E.A. Chungar, Compañía Minera Volcan S.A.A” que las voladuras realizadas con el detonador no eléctrico de doble retardo se inician eficientemente toda la columna de carga de los taladros disparados, los accesorios permiten una carga rápida en frentes y tajeos reduciendo el tiempo de carguío y

optimizando el ciclo de minado, la cual en esta investigación se obtuvo los mismos resultados reduciendo hasta 30 minutos/tajeo, una longitud de avance equivalentes a 3.0 metros/Tajeo. Y un ahorro de 4.992 US\$/Tj. Determinando la influencia del sistema dual en los costos de voladura en tajeos de la U.E.A. Islay

Ramírez (2008) “Contabilidad Administrativa” donde se explica. La clasificación de costos para la presente tesis:

- **De acuerdo a su identificación con la actividad:** es un costo directo debido a la adquisición de un nuevo accesorio de voladura “sistema dual no eléctrico”. En la U.E.A. Islay.
- **De acuerdo con el control que se tenga sobre la ocurrencia de un costo son:** costos controlables ya que sus niveles son inferiores a los costos directos.
- **De acuerdo con su comportamiento:** costos fijos por la compra del producto en lotes a un determinado precio invariable por parte de la U.E.A. Islay a la Empresa Chemtrade S.A.C.

La presente investigación estas están sujetas a ser constatadas por cualquier interesado en el tema y para mayores detalles se puede dar fe, que posiblemente si llevásemos el sistema dual a otras minas con las características explicadas en la investigación, esta traerá beneficios similares a las que se detalle en el estudio.

CONCLUSIONES

- Se determina que existe influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura dentro de los tajeos de la U.E.A. Islay debido a su optimada fabricación para las voladuras y en los costos por voladura con la utilización del sistema dual no eléctrico se ha optimizado hasta un promedio 4.99 US\$/Tj. que hace referencia la presente investigación utilizando el mismo número de taladros, Kg. De explosivos, mismo tipo de roca y personal mediante un procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS) que se logró optimizar los costos en voladura en los tajeos breasting.
- En un antecedente con una perforación de 3.10 m. y con una voladura convencional se llegaba a un avance de 2.85 mts. en promedio; luego de la aplicación del sistema dual No eléctrico se ha logrado optimizar la longitud de avance con una efectividad de 95% equivalentes a 3.0 mts con la misma longitud de perforación, debido a que cuenta con un fulmínate más potente N° 12 que hace iniciar toda la columna de carga, y a la vez se implementó con un PETS más rigurosos en los procedimientos de carguío de explosivos.
- Se ha logrado un ahorro de tiempo en el proceso de carguío de explosivos con un promedio de 30 minutos por tajeo, por su fácil manipulación insitu y cumplimiento del PETS. Dando lugar a no tener problemas en las horas de disparos programados por día.
- La presente investigación demuestra que existe clara diferencia en los costos por voladura con el sistema convencional de US\$ 15 807.69 y el sistema dual de US\$ 15 360.60 durante los años 2013 al 2015.

- Se ha obtenido indirectamente mayor facilidad en inventarios del sistema dual no eléctrico debido a sus optimizados accesorios y mayor estabilidad de sostenimiento en lo tajeos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda considerar el uso del sistema dual no eléctrico en un 100% en los tajeos de la U.E.A. Islay además de estandarizar el uso del sistema dual no eléctrico solo para tajeos en método de corte relleno ascendente tipo breasting.
- Considerar el uso del sistema dual no eléctrico en pruebas de frentes de desarrollo de galerías, cruceros, bypass, al fin de poder obtener optimizaciones de costos en voladura.
- En las etapas de carguío de taladros tener cuidado en la secuencia de salida de cada uno de ellas, siempre con el principio de: A mayor cara libre menor incertidumbre de sople de disparo.
- En los terrenos muy desfavorables siempre tener cuidado con las caídas de rocas que pueden dañar, cortar la manguera de pentrita. Y si es el caso reemplazar, puentear por otro asegurando la detonación del tajeo.

FUENTE DE INFORMACIÓN

Aquino, J. (2018) *Tesis: “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”* PUCP, LIMA.

Área Geología (2015). *Información de geología de la U.E.A. Islay: Volcan Compañía Minera.*

Área Logística U.E.A. Chungar (2017). *Datos de adquisición y P.U. del sistema dual no eléctrico. Islay: Volcan Compañía Minera.*

Área Planeamiento y Topografía (2017) *Datos de avance diario en tajeos de la U.E.A. Islay: Volcan Compañía Minera.*

Cáceres, I. (2017) *Tesis: “Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10014 de la empresa minera marsa”* Universidad Nacional del Altiplano – Puno.

Empresa Chemtrade S.A. & Enaex Perú (2013) *Catálogo de sistema dual no eléctrico (Muki):* Lima – Perú.

Exsa S.A. (s.f.) *Manual de practico de voladura.* Edición especial

Chemtrade S.A.C.(2014).*Manual de Muki Recuperado de:*
<http://www.chemtrade.com.pe>

Chemtrade S.A.C. (2017). *Especificaciones técnicas MUKI 2013?Recuperado?de:?https://es.scribd.com/document/210790155/Especificaciones-Tecnicas-Muki*

Guardia, J. & Astuvilca R. (2017). *Datos del sistema dual no eléctrico 2013 – 2015.*
Islay: Volcan Compañía Minera.?(\\Ch5-mail\ChungSys\Areas\SGI-

Hernández R. (2014) *Metodología de la investigación, 5ta Edición: Mcgraw-Hill*

Huanuqueño, J. (2014) *Tesis: “Costos de voladura usando el detonador no eléctrico dual en las labores subterráneas U.E.A. Chungar, Compañía Minera Volcan S.A.A.”* Universidad Nacional Del Centro Perú – Huancayo.

Konya, J. & Albarran, E. (1998). *Diseño de voladura*

Lopez, C.; López E. & García P. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas: Madrid - España*

Mamani, I. (2016) *Tesis: “Análisis y optimización de costos de perforación y voladura en la construcción del Canal San Antonio de Mina”* Universidad Nacional Del Altiplano – Puno.

Ojeda, R. (2008) *Tesis: “Voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia”* Mina San Rafael.

Punto de Equilibrio (2017). *Recuperado de: <http://dinamica-de-sistemas.com/revista/0605t.jpg>*

Ramírez, D. (2008). *Contabilidad Administrativa. 8 Edición MCGRAW-HILL Interamericana*

Ranger, J. & Arevalo, R. (2013) *Ciclo de minado [Perú]*.

ANEXOS

Anexo 1 Matriz de Consistencia

Título: Influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015						
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables	Indicadores	Muestra	Diseño
¿Existe influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015?	Determinar si existe influencia del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015	Existe influencia directa del sistema dual no eléctrico en los costos de voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015	Variable Independiente: sistema dual no eléctrico	1. Tiempo: - Tiempo de carguío 2. Longitud: - Longitud de avance	Población: 34 Tajeos de la U.E.A. Islay.	Método: Descriptivo Nivel de Investigación: Descriptivo. Diseño: Descriptivo Correlacional El diseño se diagrama de la siguiente manera: 01 / \ M I \ / 02
Problema Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicas	Variable Dependiente: costos de voladura en tajeos.	1. Costo de adquisición (convencional) - Fanel - Cordón detonante - Cordón de ignición (carmex) 2. Costo de adquisición (dual) - Muki T - Iniciador de arranque dual - Cordón de ignición dual	Muestra: 24 Tajeos de muestras selectivas	
¿Cuál es la relación del sistema dual no eléctrico y tiempos de carguío para voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015?	Especificar cuál es la relación del sistema dual no eléctrico y los tiempos de carguío para voladura en tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015	El sistema Dual no eléctrico se relaciona con los tiempos de carguío favorablemente en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015				
¿Será factible optimizar con el sistema dual no eléctrico la longitud de avance en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015?	optimizar con el sistema dual no eléctrico la longitud de avance en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015	Si usamos adecuadamente el sistema dual no eléctrico, entonces es posible optimizar la longitud de avance en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015				
¿Cuál es la diferencia de los costos de voladura con uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de U.E.A. Islay, 2013 - 2015?	Calcular la diferencia de los costos de voladura con uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de U.E.A. Islay, 2013 - 2015	Existe diferencia en los costos de voladura con uso del sistema dual no eléctrico antes y después de su aplicación en los tajeos de la U.E.A. Islay, 2013 - 2015				

Anexo 2 Instrumentos de recolección de datos

Base de datos Exel: \\Ch5-mail\ChungSys\Areas\SGI-SSOMAC\10
ControlOperacional\Registro\PRODUCCION\Minaislay\Controldeproducción 2013.exe

The screenshot shows an Excel spreadsheet with the following structure:

- Header Row:** U.E.A. ISLAY, EMPRESA ADMINISTRADORA ISLAY VOLCAN S.A.C.
- Columns:** PROYECTO, CANTIDAD, VALOR, UNIDAD, DESCRIPCION, FECHA, ESTADO, CATEGORIA, SUBCATEGORIA, MATERIAL, CANTIDAD, VALOR, UNIDAD, DESCRIPCION, FECHA, ESTADO, CATEGORIA, SUBCATEGORIA.
- Data Rows:** Multiple rows of data, including project names like 'VOLCAN S.A.C.', 'VOLCAN S.A.C.', 'VOLCAN S.A.C.', etc., and various numerical values.
- Footer:** Hoja1 MARZO 2016, Hoja2

Fuente: Elaboración propia

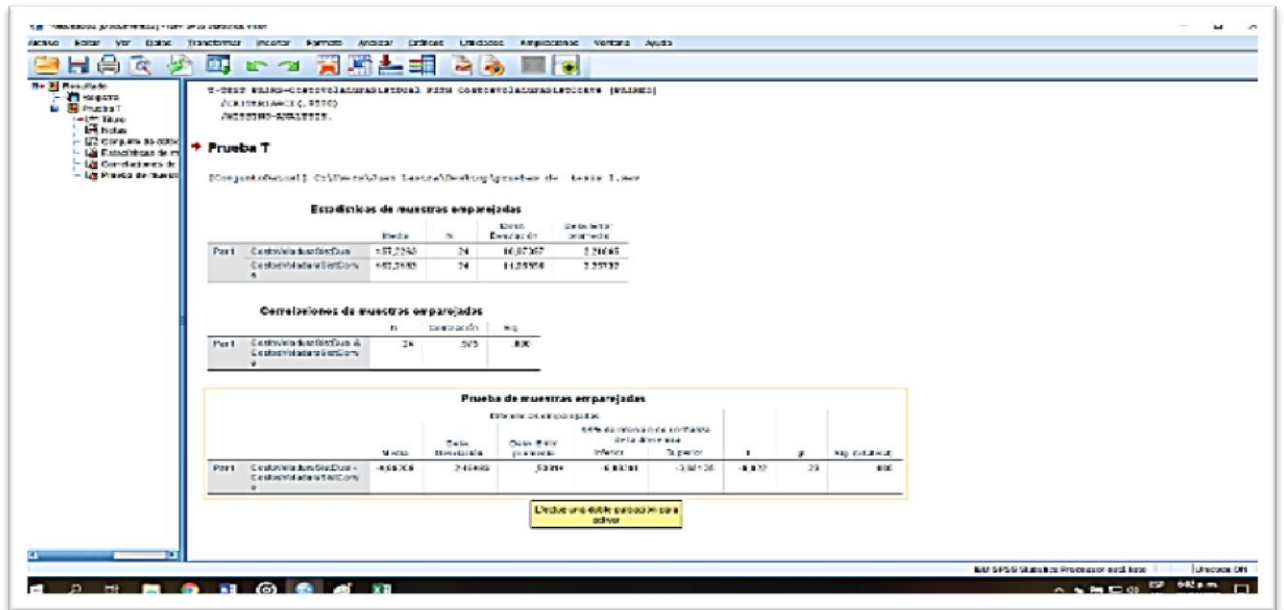
Promedio de datos de tajeos del 2013 – 2015 en el software Spss Statistics versión 25

The screenshot shows an Excel spreadsheet with the following structure:

- Header Row:** ITEMS, Distribución, ItemCarg, TercCarg, ControlC, ControlC, Longitud, Longitud, V1, V2, V3, V4, V5, V6, V7, V8, V9, V10.
- Data Rows:** Multiple rows of data, including item numbers (2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24) and various numerical values.
- Footer:** Hoja1 de 9 en 9

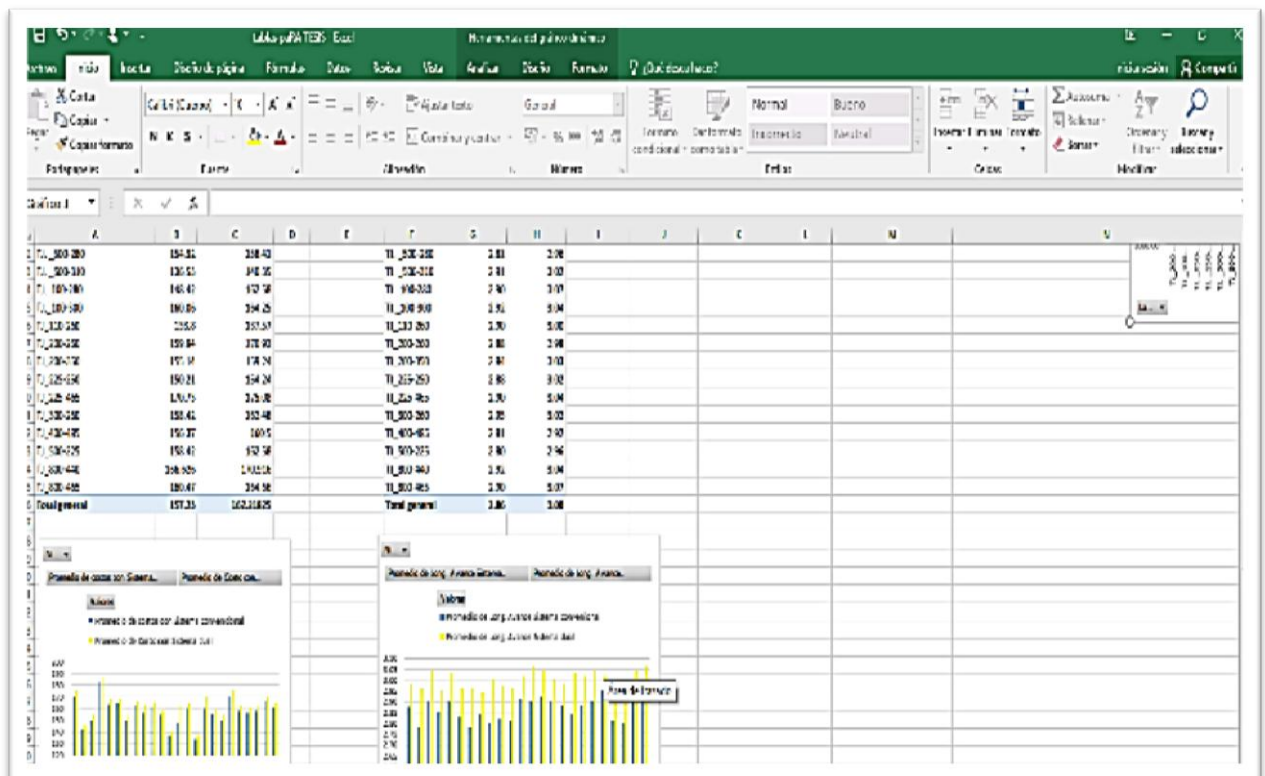
Fuente: Elaboración propia

Prueba de T Student en el software Spss Statistics versión 25



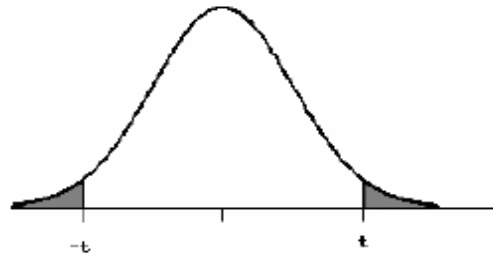
Fuente: Elaboración propia

Tabla de gráficos en el software Microsoft Excel 2017



Fuente: Elaboración propia

Anexo 3 Cuadro T- Student

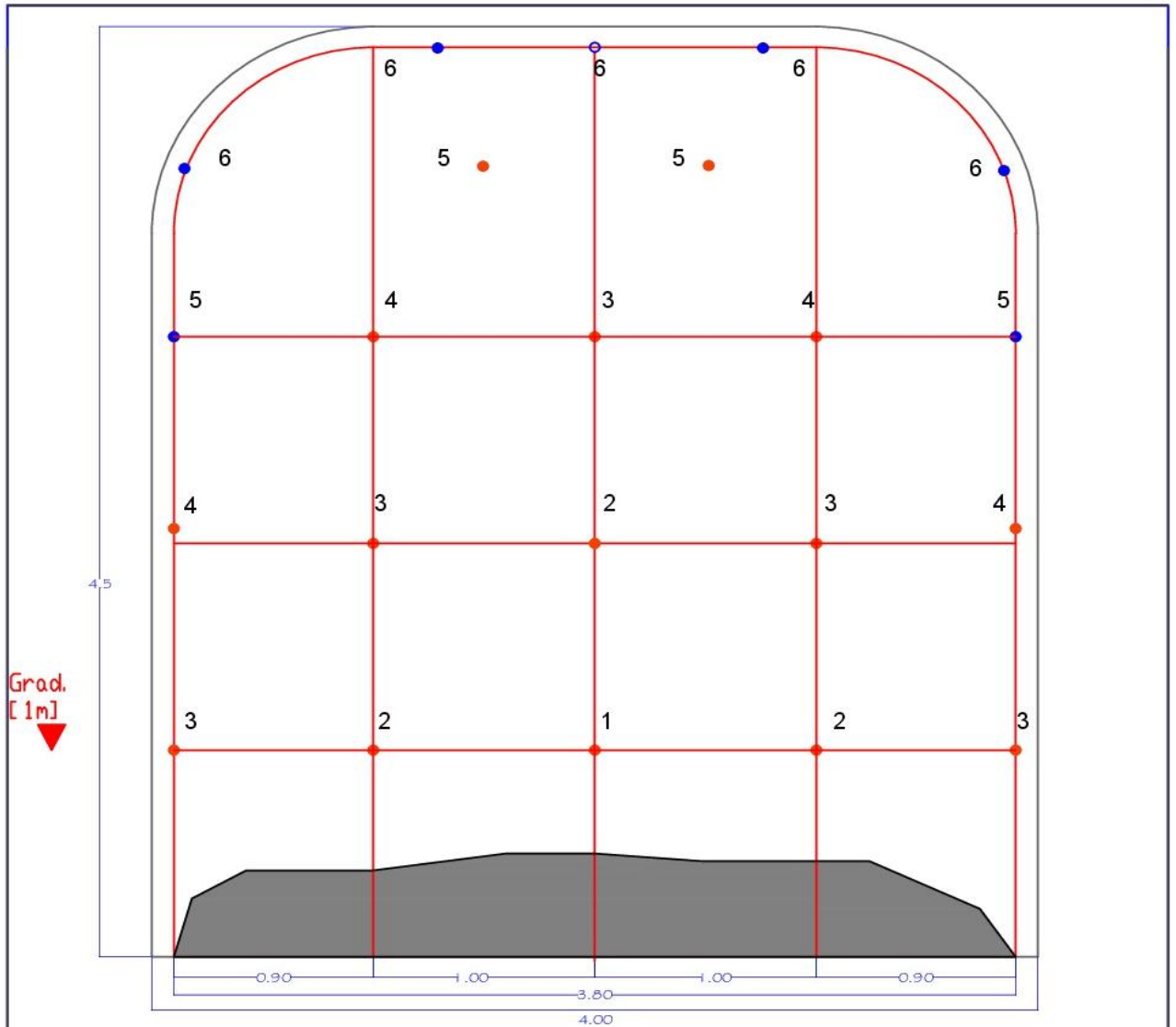


(a) El área de las dos colas está sombreada en la figura.
 (b) Si H_A es direccional, las cabeceras de las columnas deben ser divididas por 2 cuando se acota el P-valor.

gl	ÁREA DE DOS COLAS						
	0,20	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001	0,0001
1	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	636,619	6366,198
2	1,886	2,920	4,303	6,695	9,925	31,598	99,992
3	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924	28,000
4	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610	15,544
5	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869	11,178
6	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959	9,082
7	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408	7,885
8	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041	7,120
9	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781	6,594
10	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587	6,211
11	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437	5,921
12	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318	5,694
13	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221	5,513
14	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140	5,363
15	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073	5,239
16	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015	5,134
17	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965	5,044
18	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922	4,966
19	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883	4,897
20	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850	4,837
21	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819	4,784
22	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792	4,736
23	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,767	4,693
24	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745	4,654
25	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725	4,619
26	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707	4,587
27	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,690	4,558
28	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674	4,530
29	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,659	4,506
30	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646	4,482
40	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551	4,321
60	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460	4,169
100	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	3,390	4,053
140	1,288	1,656	1,977	2,353	2,611	3,361	4,006
∞	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,291	3,891

Fuente: <https://www.slideshare.net/francisolverocascue/t-studentdoscolas-26990966?omobile=true>

ANEXO 4
MALLA DE PERFORACIÓN DEL SISTEMA DUAL
NO ELÉCTRICO



EXPL. ACCE	UNIDAD	CANTIDAD
65 % 1 1/4" x 12"	CARTUCHOS	189
Emulnor 3000	CARTUCHOS	22
Sistema Dual	PIEZAS	22
iniciador Arra.	PIEZAS	1
Mecha Ign 7"	PIEZAS	2

# Taladro	Tiem. Milseg	# Taladro	Tiem. Milseg
1	300	6	1800
2	600	7	-
3	900	8	-
4	1200	9	-
5	1500	10	-

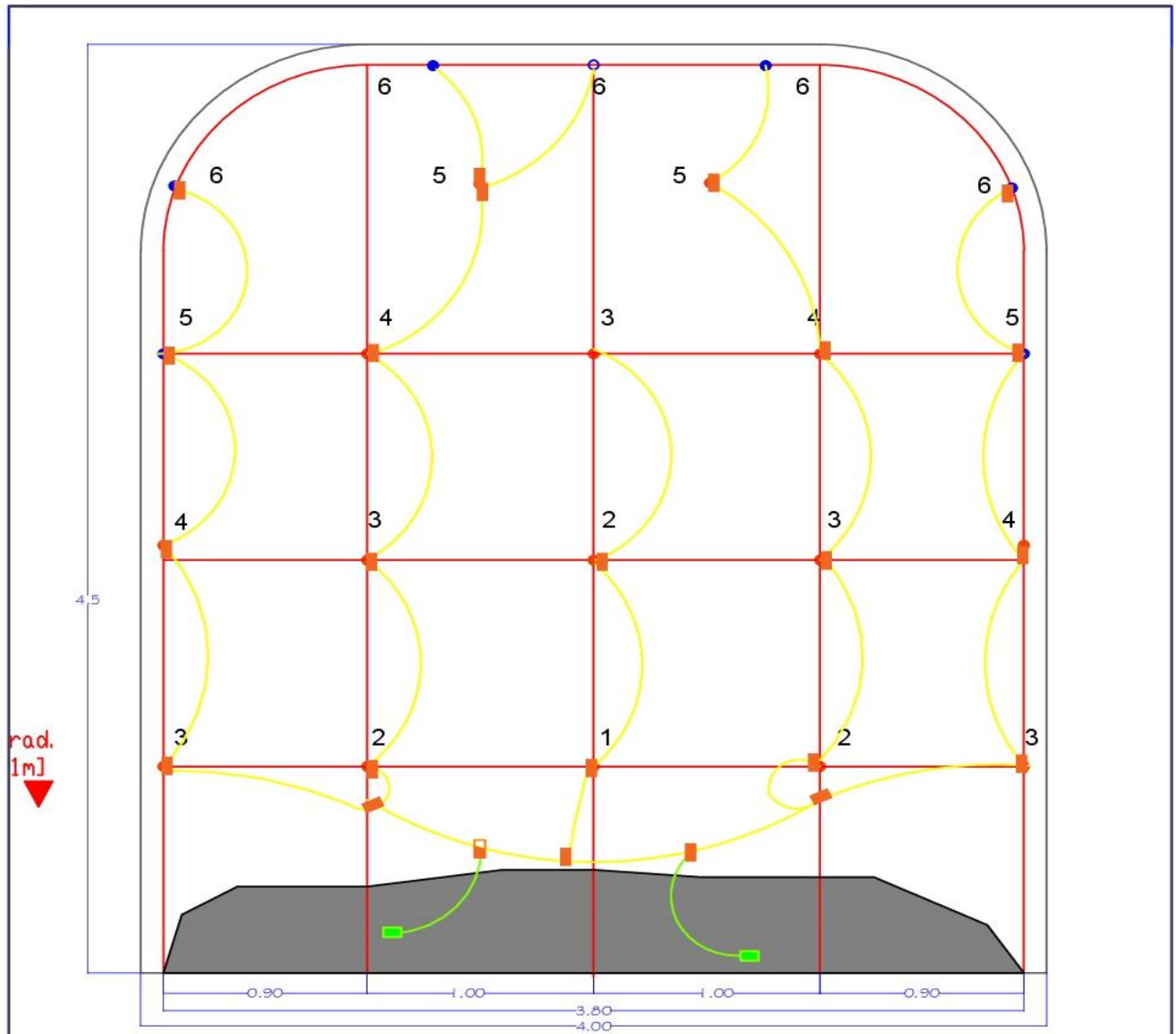
LEYENDA	
	Taladro de producción
	Taladro de Vol. Controlada
	Cara libre



FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA ACADÉMICO PROFECIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

INFLUENCIA DEL SISTEMA DUAL NO ELÉCTRICO EN LOS COSTOS DE VOLADURA EN TAJEOS DE U.E.A. ISLAY, 2013 - 2015		Presentado por: Bach. Juan José LASTRA GÓMEZ	
Dibujado : J. LASTRA G.	Fecha: Junio 2018	MALLA DE PERFORACIÓN DEL SISTEMA DUAL SECCION 4X4.5 Mts.	Nº1
Revisado : C. ROJAS V.	Escala: S/N		
Aprobado : G. LAZO C.	Fuente: U.E.A. ISLAY		

ANEXO 5
MALLA DE AMARRE DEL SISTEMA DUAL
NO ELÉCTRICO



EXPL. ACCE	UNIDAD	CANTIDAD
65 % 1 1/4" x 12"	CARTUCHOS	189
Emulnor 3000	CARTUCHOS	22
Sistema Dual	PIEZAS	22
iniciador Arr.	PIEZAS	1
Mecha Ign 7"	PIEZAS	2

# Taladro	Tiem. Milseg	# Taladro	Tiem. Milseg
1	300	6	1800
2	600	7	-
3	900	8	-
4	1200	9	-
5	1500	10	-

LEYENDA	
	Tubo de choque
	Gancho dual
	Mecha de Ignicion dual



FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
 ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

INFLUENCIA DEL SISTEMA DUAL NO ELÉCTRICO EN LOS COSTOS DE VOLADURA EN TAJEOS DE U.E.A. ISLAY, 2013 - 2015		Presentado por: Bach. Juan José LASTRA GÓMEZ	
Dibujado : J. LASTRA G.	Fecha: Junio 2018	MALLA DE AMARRE DEL SISTEMA DUAL SECCION 4X4.5 Mts.	N°2
Revisado : C. ROJAS V.	Escala: S/N		
Aprobado : G. LAZO C.	Fuente: U.E.A. ISLAY		

ANEXO 6

METODO DE MINA BREASTING

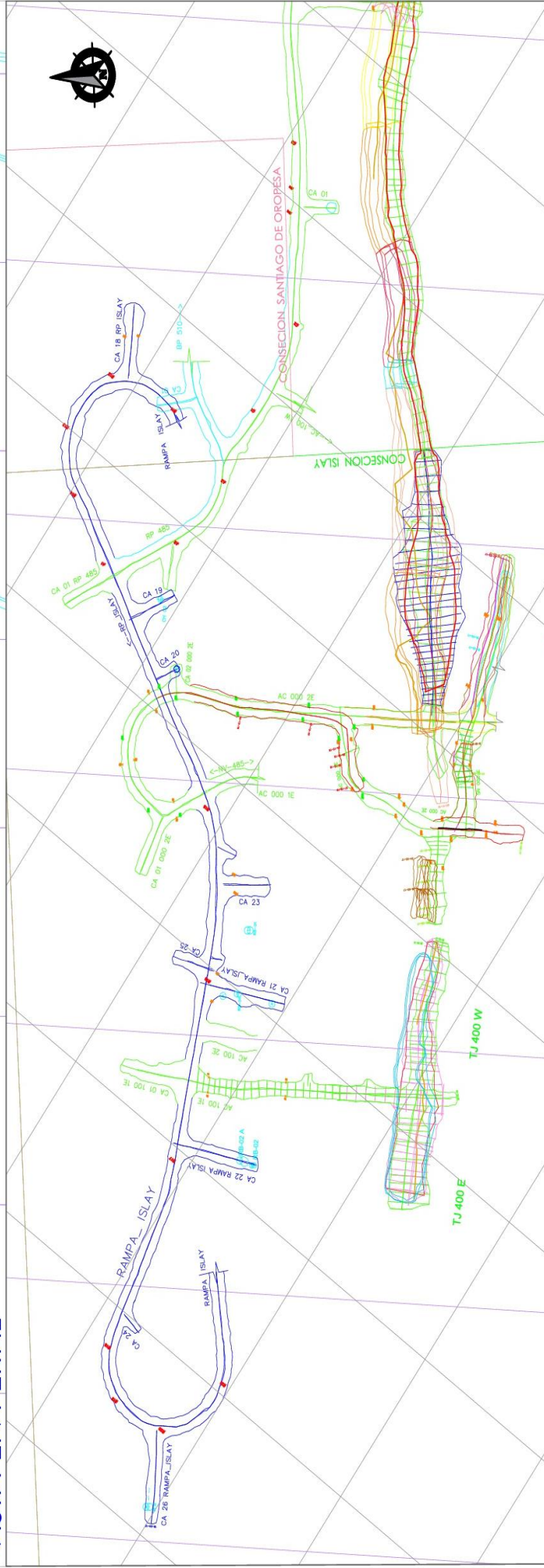
ANEXO 7

PLANO TJ. 400 VETA FLUORITA

NV. 485 - ISLAY



VISTA EN PERFIL



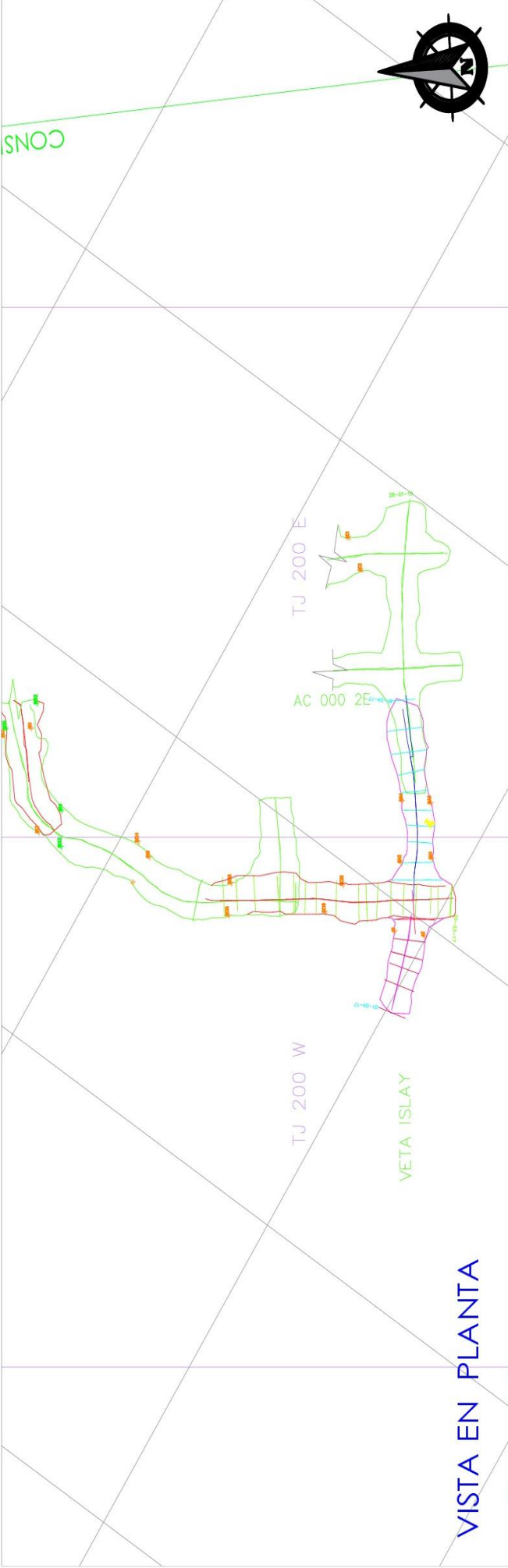
UAP UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA Y ARQUITECTURA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		Presentado por: Bach. Juan José LASTRA GÓMEZ	
INFLUENCIA DEL SISTEMA DUAL NO ELÉCTRICO EN LOS COSTOS DE VOLADURA EN TAJEOS DE U.E.A. ISLAY, 2013 - 2015		Fecha: Junio 2018	N°4 PLANO Tj. 400 ETA FLUORITA NV. 485
Dibuñado : J. LASTRA G.		Escala: S/N	
Revisado : C. ROJAS V.		Fuente: U.E.A. ISLAY	
Aprobado : G. LAZO C.			

VISTA EN PLANTA

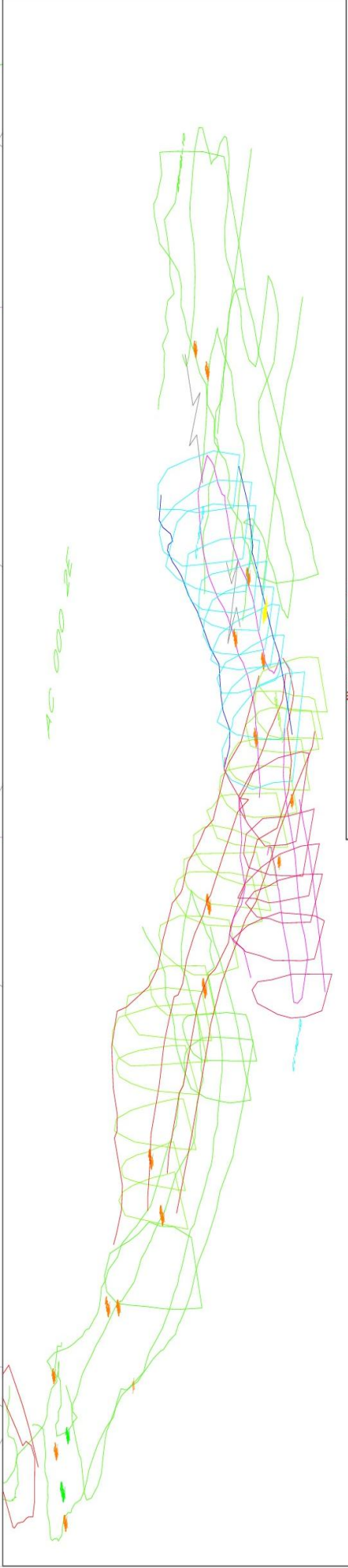
ANEXO 8

PLANO TJ. 200 VETA ISLAY


NV. 420



VISTA EN PLANTA



VISTA TRIDIMENSIONAL

 UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA Y ARQUITECTURA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS	
Presentado por: Bach. Juan José LASTRA GÓMEZ	
INFLUENCIA DEL SISTEMA DUAL NO ELÉCTRICO EN LOS COSTOS DE VOLADURA EN TAJOS DE U.E.A. ISLAY, 2013 - 2015	Fecha: Junio 2018
Dibujado : J. LASTRA G.	Escala: S/N
Revisado : C. ROJAS V.	Fuente: U.E.A. ISLAY
Aprobado : G. LAZO C.	
PLANO T.J. 200 VETA ISLAY NIVEL 420	N°5

ANEXO 9

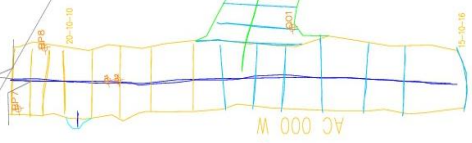
PLANO TJ. 400 VETA FLUORITA

NV. 485

VISTA PLANTA



Veta Fluorita

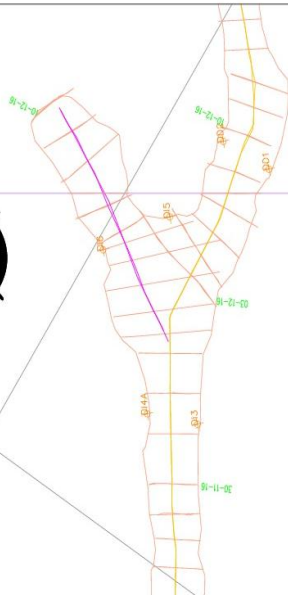


AC 000 W

SN-000E-FLUORITA

TJ. 400 E

TJ 300 E



VISTA EN PLANTA

<p>UNIVERSIDAD ALAS PERUANAS FACULTAD DE INGENIERIA Y ARQUITECTURA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS</p>	
<p>Presentado por: Bach. Juan José LASTRA GÓMEZ</p>	
<p>Dibujado : J. LASTRA G.</p>	<p>Fecha: Junio 2018</p>
<p>Revisado : C. ROJAS V.</p>	<p>Escala: S/N</p>
<p>Aprobado : G. LAZO C.</p>	<p>Fuente: U.E.A. ISLAY</p>
<p>PLANO TJ. 400 VETA FLUORITA NV. 485</p>	
<p>N°6</p>	