



**МИННО-ГЕОЛОЖКИ УНИВЕРСИТЕТ
„СВ. ИВАН РИЛСКИ”**

МИННОТЕХНОЛОГИЧЕН ФАКУЛТЕТ

КАТЕДРА: РАЗРАБОТВАНЕ НА ПОЛЕЗНИ ИЗКОПАЕМИ

инж. Стефан Николаев Зехиров

**ОПТИМИЗИРАНЕ ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ В
СТРЪМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА**

А В Т О Р Е Ф Е Р А Т

за придобиване на образователна и научна степен „доктор“ по професионално направление 5.8 Проучване, добив и обработка на полезни изкопаеми, научна специалност: „Открит и подводен добив на полезни изкопаеми“

**Научен ръководител:
Доц. д-р Евгения Александрова**

СОФИЯ, 2024

Дисертационният труд е обсъден и насочен за защита от Разширен катедрен съвет на катедра „Разработване на полезни изкопаеми“ към Миннотехнологичен факултет на МГУ „Св. Иван Рилски“, София, на 23.04.2024 г., съгласно Ректорска заповед № 314/17.04.2024 г.

Публичната защита на дисертационния труд ще се състои пред Научно жури, утвърдено със заповед № на Ректора на МГУ „Св. Иван Рилски“ и ще се проведе наотчаса в зала, МГУ „Св. Иван Рилски“, София.

Материалите по защитата са на разположение на интересуващите се в канцеларията на Сектор „Следдипломна квалификация“ на МГУ „Св. Иван Рилски“, Ректорат, ет. 3, стая № 79, тел. 02/ 80 60 209.

Утвърденото Научно жури е в състав:

1. проф. д-р Ивайло Копрев – МГУ „Св. Ив. Рилски“, София
2. проф. дн Ирена Григорова – МГУ „Св. Ив. Рилски“, София
3. доц. д-р Весела Петрова – МГУ „Св. Ив. Рилски“, София
4. доц. д-р Веска Лашева – ХТМУ, София
5. доц. д-р Борислав Николов – ТУ, София

Резервни членове:

1. доц. д-р Борислава Гълъбова – МГУ „Св. Ив. Рилски“, София
2. проф. дн Йордан Янков Христов - ХТМУ, София

РЕЦЕНЗЕНТИ:

1.
2.

Дисертантът е на редовна форма на обучение към катедра „Разработване на полезни изкопаеми“ на Миннотехнологичен факултет.

Изследванията по дисертационната разработка са направени от автора.

Автор: инж. Стефан Николаев Зехиров

Заглавие: **ОПТИМИЗИРАНЕ ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ В СТЪРМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА**

Тираж: 20 броя

СЪДЪРЖАНИЕ НА АВТОРЕФЕРАТА

I. ОБЩА ХАРАКТЕРИСТИКА НА ДИСЕРТАЦИОННИЯ ТРУД	4
Актуалност на проблема	4
Цел на дисертационния труд, основни задачи и методи за изследване	4
Научна новост	5
Практическа приложимост	5
Апробация	5
Публикации	5
Структура и обем на дисертационния труд	5
II. СЪДЪРЖАНИЕ НА ДИСЕРТАЦИОННИЯ ТРУД	6
ГЛАВА ПЪРВА. СЪВРЕМЕННО СЪСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ НА МЕТОДИТЕ ПРИ ПРОЕКТИРАНЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ ЗА ИЗЗЕМВАНЕ НА СТРЪМНО ЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА	6
1.1. Структура, задачи и приложение на методите за проектиране на открити рудници за изземване на стръмно западащи находища	6
1.2. Методи за проектиране на открити рудници за изземване на стръмно западащи находища	8
1.3. Особености и проблеми при разработване на стръмнозападащи находища по открит начин	12
1.4. Актуалност на въпроса, свързан с оптимизиране границите на открити рудници в стръмнозападащи находища	14
ГЛАВА 2. ОПТИМИЗИРАНЕ НА ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТ РУДНИК В СТРЪМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА ПРИ ПРОЕКТИРАНЕ	15
2.1. Изследване влиянието на природните условия и технологичните фактори при проектиране на обработването на стръмнозалягащи находища	15
2.2. Съпоставителен анализ на варианти за разработване по открит начин	20
2.3. Оптимизиране на границите на открит рудник на стръмнозападащи находища чрез поетапно обработване	24
ГЛАВА 3. МЕТОДИ ЗА ЕКСПРЕСНА ОЦЕНКА НА ВАРИАНТИ ЗА ОПТИМИЗИРАНЕ НА ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ ЗА СТРЪМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА	29
3.1. Приложение на планирането на експеримента за йерархиране на основните фактори, влияещи върху търсенето на контур за открития рудник	
3.2. Приложение на софтуерен продукт whittle за оптимизиране границите на открит рудник	34
ГЛАВА 4. ОЦЕНКА НА ИКОНОМИЧЕСКАТА ЕФЕКТИВНОСТ ОТ ОПТИМИЗИРАНЕ ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ В СТРОМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА	36
4.1. Оценка на ефективността на проектните решения при разработване на находище на златосъдържаща руда	36
4.2. Приложение на метода на разработване на стръмнозападащо находище на златосъдържаща руда по етапи	38
4.3. Оценка на ефективността от оптимизирането на границите на открити рудници в стромнозападащи находища	42
Заклучение	46
ОСНОВНИ НАУЧНИ И НАУЧНО-ПРИЛОЖНИ ПРИНОСИ	48
ПУБЛИКАЦИИ ПО ДИСЕРТАЦИЯТА	49
ИЗПОЛЗВАНА ЛИТЕРАТУРА В АВТОРЕФЕРАТА	50

I. ОБЩА ХАРАКТЕРИСТИКА НА ДИСЕРТАЦИОННИЯ ТРУД

Актуалност на проблема

Разработването на стръмнозападащи находища по открит начин често пъти е свързано с експлоатацията на открити рудници при дълбочина 300 – 500 m, като проектното дъно на рудника може да достигне и до по-голяма дълбочина 700 – 800 m. Добивът на руди на цветни и благородни метали се извършва в продължение на няколко десетилетие, през който период се наблюдава непрекъснато изменение на външната и вътрешната среда, в резултат на което първоначално приетите проектни решения не винаги са оптимални по отношение на дълбочината на разработване и крайните граници на открития рудник. Изложените аргументи до висока степен определят ефективността на усвояване на запасите от долулежащите хоризонти в открития рудник.

Въпросите, свързани с обосноваване на геометричните параметри на открития рудник и технико-икономическите показатели по време на проектирането и експлоатацията не са достатъчно изучени и не могат да се приложат универсални решения за различните условия на разработване на стръмнозападащи находища. Същевременно тези решения са ключови за минно-добивното предприятие. Като естествена алтернатива се явяват оптимизационните методи, чрез които да се дадат достатъчно икономически и технологично обосновани модели на производствената система „открит рудник“ в условията на непрекъснато изменящите се тенденции на цените на пазара на минерални суровини при търсенето и предлагането и съобразени със стохастичните условия на геоложката среда на находището.

Цел на дисертационния труд, основни задачи и методи за изследване

Целта на дисертационния труд е Оптимизиране границите на открити рудници в стръмнозападащи находища.

За постигане на поставената цел са решени следните основни задачи:

1. Анализ и обосноваване на методите за проектиране на открити рудници в стръмнозападащи находища.
2. Научно обосноваване на методите за водене на минните работи по етапи с отчитане на инженерно-геоложките условия на разработване на рудни стръмнозападащи находища
3. Анализ на режима на водене на минните работи при разработване на сближени рудни тела на етапи
4. Определяне на предполагаемия икономичен ефект от оптимизиране границите на открити рудници чрез метода на поэтапното разработване.

За решаване на поставените задачи е приложено минно-геометрично моделиране, анализ и развитие на работните зони в открития рудник, метод на графическо изобразяване на функционални зависимости, математическо моделиране на развитието на минните работи за устойчиво изземване на запасите руда.

Използват се методи от научния анализ и обобщени теоретични изследвания в областта на разработване на открити рудници по етапи, а също така производствената и проектната практика.

Научна новост

1. Теоретично са обхванати конвенционалните и съвременните подходи при проектиране и оптимизиране границите открити рудници, съобразени с особеностите и проблемите на разработване на стръмнозападащи находища.

2. Извършен е анализ на степента на влияние на технико-икономическите показатели върху оптималната дълбочина на разработване за конкретен етап в зависимост от коефициента на еластичност

3. Обосновани са критериите и метод за технико-икономическата ефективност от приетите решения при оптимизиране границите на открити рудници по етапи в стръмнозападащи находища.

Апробация

Обосновани са варианти за поетапно отработване на стръмнозападащо находище за златосъдържащи руди при сближени рудни зони.

Разработена и приложена е методика за сравнение на варианти за отработване на открити рудници на етапи, както и препоръки за изготвянето на календарен план на развитие на минните работи с формиране на временен неработен борд за конкретен обект – открити рудници за добив на златосъдържащи руди.

Публикации

Основни постижения и резултати от дисертационния труд са публикувани в три научни статии, едната от които е самостоятелна, а другите две са в съавторство. Публикациите са представени както следва: XIV Международна конференция по открит и подводен добив на полезни изкопаеми, 3-7.07.2017 г., гр. Варна; Journal of mining and geological sciences, Vol. 60, Part II, Mining, Technology and Mineral Processing, 2017 и Пета национална конференция с международно участие „Технологии и практики при подземен добив и минно строителство“, 4 – 7 октомври 2016, Девин България.

Структура и обем на дисертационния труд

Дисертационният труд е в обем от **120** страници, като включва увод, **четири** глави за решаване на формулираните основни задачи, списък на основните приноси, списък на публикациите по дисертацията и използвана литература. Цитирани са общо **98** литературни източници, като **73** са на латиница и **25** на кирилица. Работата включва общо **35** фигури, **15** таблици и 4 снимки. Номерата на фигурите и таблиците в автореферата съответстват на тези в дисертационния труд.

II. СЪДЪРЖАНИЕ НА ДИСЕРТАЦИОННИЯ ТРУД

ГЛАВА ПЪРВА. СЪВРЕМЕННО СЪСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ НА МЕТОДИТЕ ЗА ПРОЕКТИРАНЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ ПРИ ИЗЗЕМВАНЕ НА СТЪМНО ЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА

1.1. Структура, задачи и приложение на методите за проектиране на открити рудници

1.1.1 Структури и задачи за проектиране на открити рудници

Световният опит при разработване на находища на полезни изкопаеми по открит начин показва, че съществуват голям брой методи за проектиране на открити рудници и кариери. Те са насочени към решаването на сложен комплекс от основни задачи (фиг.1.1), (Секисов и др., 2017).



Фиг.1.1 Комплекс от основни задачи за проектиране на открити рудници и кариери

➤ **Евристични задачи** – сложни задачи от проектирането на открити рудници, които обхващат нестандартни, проблемни инженерно-геоложки условия и технико-икономически фактори, за които липсва аналогично решение, а намирането му може да се причисли към иновативните или на ниво изобретение.

➤ **Научно-изследователски задачи** – намиране на корелационни зависимости между параметрите на инженерно-геоложката среда и геометричните параметри на открития рудник, които не са установени или липсва достатъчно данни за тяхното количествено описание.

➤ **Технологичните задачи** основно са свързани с избор на метод на разработване на находището на полезни изкопаеми или на участък от него.

➤ **Техническите задачи** изискват еднозначни решения, при които не е необходимо икономическа оценка на варианти.

➤ **Минно-геометричните задачи** имат за цел да се установят площта, обемите откривка, запасите на минерални ресурси, категорията на проучване, разработване на теренно-ситуационни планове и други.

➤ Резултатите от решаването на **икономическите задачи** са насочени към определяне на разходите и себестойността на добитото полезно изкопаемо, печалбата и рентабилността на минното предприятие или открития рудник.

➤ **Технико-икономическите задачи** са задачите свързани с избора на оптимални решения.

➤ **Екологичните задачи** са насочени към преодоляване и минимизиране на отрицателното въздействие върху околната среда и природния ландшафт като цяло.

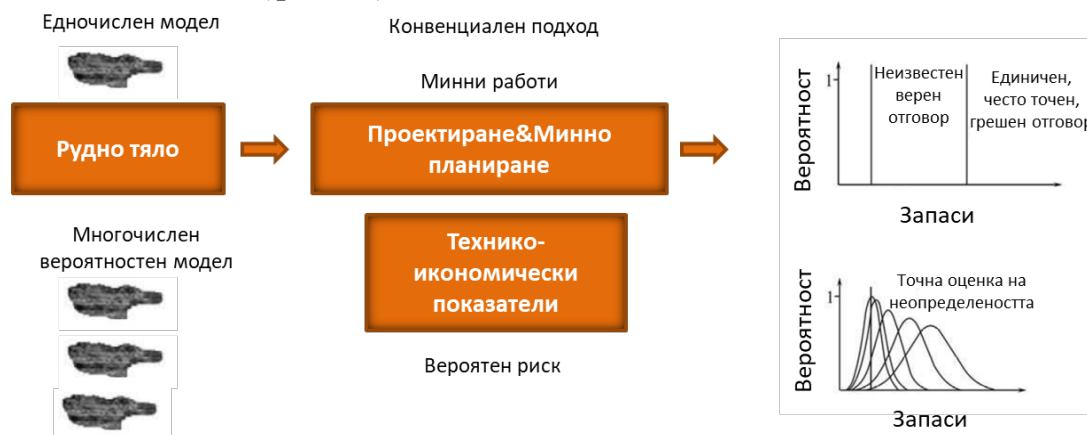
➤ **Социалните задачи** са обвързани предимно с осигуряване на безопасни условия на труд на работния персонал, инженерно-техническия и спомагателния персонал през различните етапи на разработване на находището на полезни изкопаеми.

1.1.2. Стратегии при проектиране на открити рудници

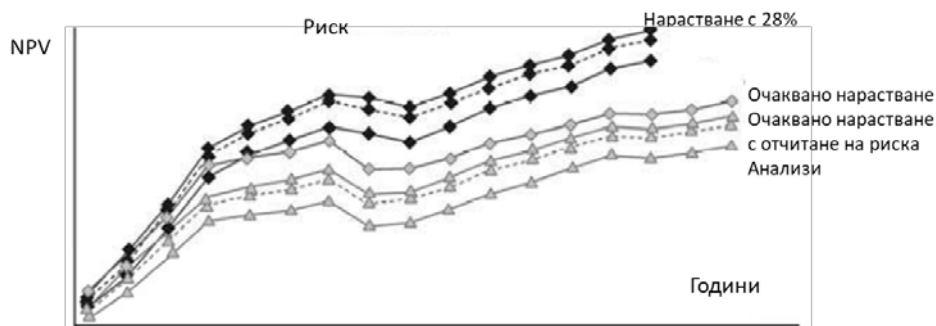
Независимо от етапа на проектиране, решенията на поставените задачи е целесъобразно да бъдат разделени на стратегически и тактически (Арсенътиев, 2008).

Към стратегическите задачи се отнасят избора на технологична схема на разкриване на рудничното поле, определяне и оптимизиране на крайните контури (границы) на открития рудник, скорост и посока на удълбаване, площното развитие на рудника на повърхността, пространственото положение на дъното на рудника, производителността на рудника по откривка и руда, както и общата по минна маса.

В своята разработка Dimitrakopoulos (2011) предлага оптимизирането на границите на открит рудник да се извършва въз основа на стратегическо планиране с отчитане на риска. Вместо модел на единично рудно тяло, авторът предлага няколко вероятни модела на находището, които са дефинирани от наличните данни и техните статистически характеристики и представляват еднакво вероятни модели по отношение на пространственото им положение в масива и съдържанието на полезни компоненти в рудата (фиг.1.4). Алгоритъмът е приложен за оптимизиране границите на открит рудник за добив на златосъдържаща руда (AngloGold Ashanti, Barrick). Получените резултати отчитат 15% по-висока производителност по руда в сравнение с конвенционално определените граници на рудника и повишаване на нетната осъвременена стойност с около 28% (фиг.1.5).



Фиг.1.4 Конвенционален и стохастичен подход при оптимизиране проектните решения при планиране на минните работи през целия експлоатационен период на открит рудник



Фиг.1.5 График на изменение на NPV при стохастичен подход за оптимизиране границите на открит рудник (Dimitrakopoulos, 2011)

Предложеният подход разширява методите за оптимизиране на границите на открит рудник, като същевременно допринася за по-висок процент на извличане на минералните ресурси и нарастване на нетната осъвременена печалба. Като недостатък може да се отчете обаче, че компютърната симулация на рудните тела, производителността на рудника през целия период на експлоатация не са обвързани с технологичните възможности за изпълнение.

1.2. Методи за проектиране на открити рудници

Методите на проектиране се отличават по обхвата, количеството и качеството на изходната информация.

Към настоящия момент за проектиране на открити рудници се използват редица методи, които могат да се систематизират в две основни групи – ръчни и софтуерни методи, ползващи високотехнологични компютърни инструменти (*Kennedy, 1990; Djilani, 1997*).

Ръчните методи по същество представляват традиционните 2D методи, които изискват значително време и съдържат висока степен на субективни решения от страна на проектанта.

1.2.1. Видове оптимизационни алгоритми за търсене на ориентировъчен краен контур на открития рудник

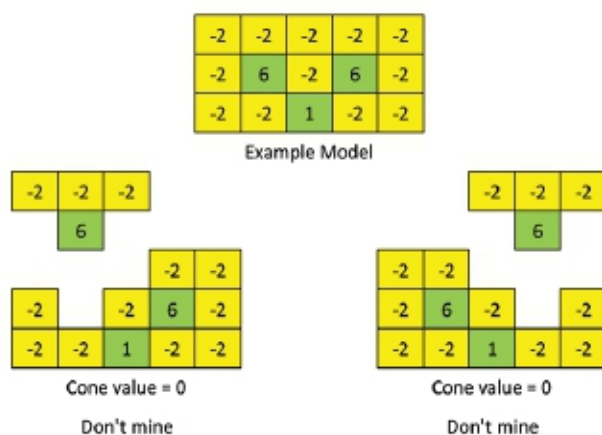
През последните 60 години оптимизационните алгоритми са били обект на изследване от множество екипи и учени по света и тяхното ниво се счита, че е достигнало до равнище, което позволява изместването на ръчните методи за първоначална оценка на находището (*Dagdelen, 2001, Souza, 2018; Huttagosol et al., 1992*).

Основната цел на всеки алгоритъм е намиране на вариант за крайния контур на рудника, реализиращ максимален икономически ефект при спазени технологични ограничения, включващи геометричните особености на конструкцията на рудника (ъгъл на неработния борд, широчина на работната площадка, широчина на дъното на рудника).

Най-успешните и наложилите се в проектантската практика алгоритми са:

Алгоритъм на плаващия конус (Floating cone algorithm)

Алгоритъмът на плаващия конус служи за определянето на оптималната „обвивка“ на открития рудник въз основа на множеството добивни блокове, попадащи в границите на апроксимирания контур, реализиращ максимален икономически ефект. Алгоритъмът позволява гъвкаво изменение на стойностите за приходите и разходите по добива, транспорта и преработката на всеки добивен блок (*Díaz et al, 2021*).

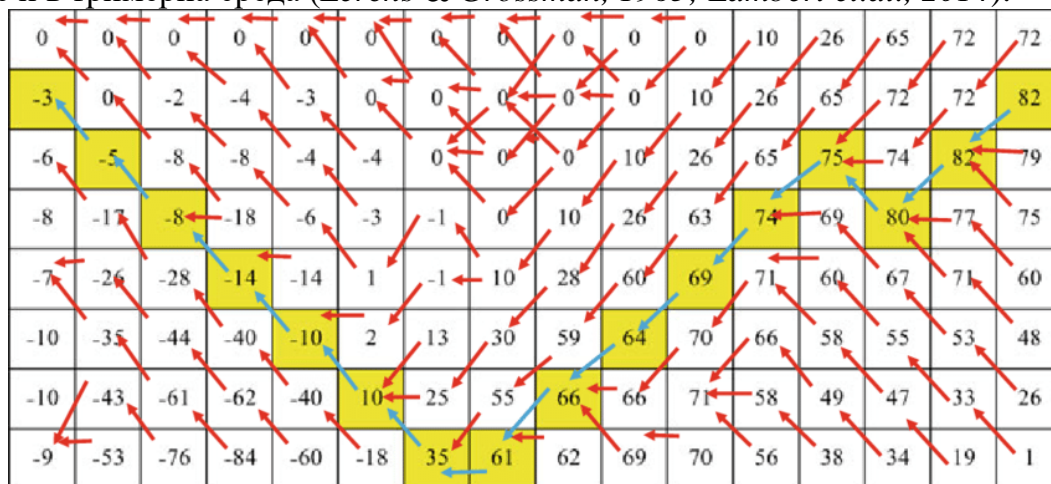


Фиг. 1.6 Принцип на работа на алгоритъма на плаващия конус (Hay, E., Nehring, M. et al., 2019)

Съществен недостатък на алгоритъма е, че изисква голямо изчислително време, особено за находища, представени чрез голям брой блокове (Ares et al., 2022). Алгоритмът е бил водещ компютърен метод, подпомагащ проектирането на открити рудници до края на 80-те години.

Алгоритъмът на Lerchs-Grossman

Алгоритъмът е широко използван за нуждите на определянето на границите на открития рудник. Той е разработен от H. Lerchs и I. F. Grossman през 1965 г., но първоначално не е бил в състояние да бъде приложен за запаси, представени чрез голям блокове и в тримерна среда (Lerchs & Grossman, 1965; Lambert et al., 2014).



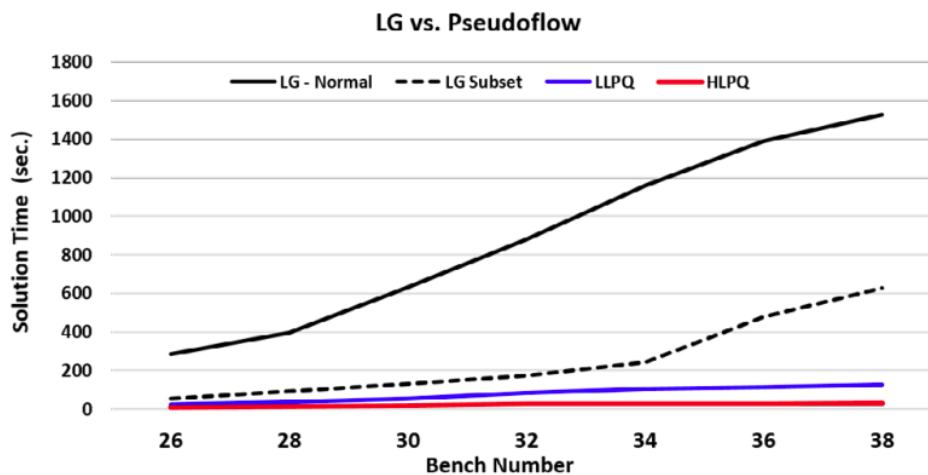
Фиг. 1.7 Принцип на работа на алгоритъма LG (Javadzadeh et al., 2019)

Методът става практически реализируем след внедряването му от G. Whittle в средата на 80-те години и оттогава се е превърнал в един от основните инструменти в съвременната проектантска практика за определяне на оптималния краен контур на рудника на базата на „обвивка“, апроксимираща неговата форма (Poniewierski, 2017). Аналогично на алгоритъма на плаващия конус, алгоритмът LG се стреми да увеличи максимално икономическата стойност на минните работи, като същевременно отчита природната даденост като формата на рудното тяло, дълбочина на залягане, наклон, дебелина и други, както и разходите за добив, разходите за обработка и цените на суровините (Muir, 2004).

Алгоритъм на псевдопотока (Pseudoflow algorithm)

Алгоритъмът на псевдопотока (Pseudoflow algorithm) като алтернатива на генерирането на оптимален контур на открития рудник е доказан, че е по-ефективен подход от предходните два алгоритъма (Hochbaum et al., 2000; Hochbaum, 2001, 2008, Chandran et al., 2009, Poniewierski, 2017, 2018, 2020). Съществена характеристика при него е представянето на връзките между блоковете от блоковия модел посредством граф (по-точно поток в мрежа), като този модел се установява като по-ефективен метод за представяне на взаимовръзките между добивните блокове в последователността на тяхното изземване.

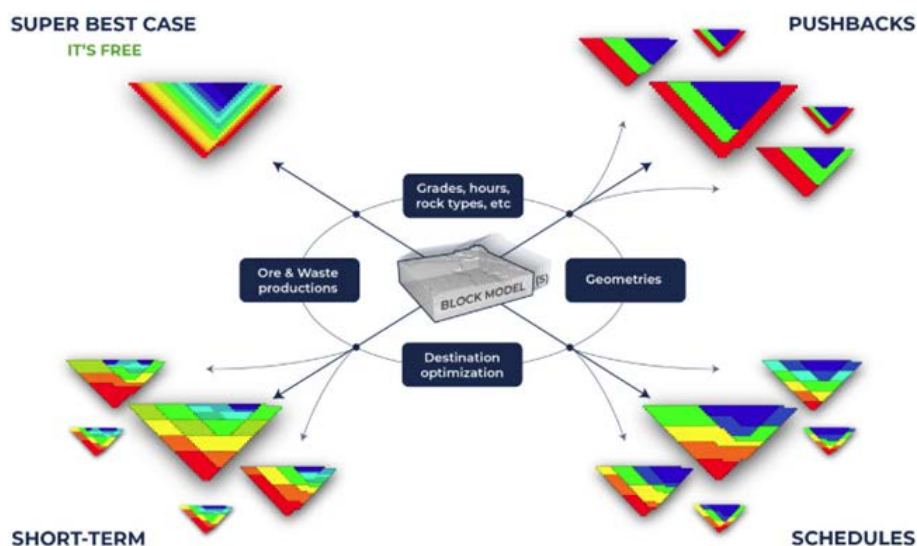
Доказано е, че алгоритмът на псевдопотока дава същите резултати като алгоритъма на LG и се счита за един от най-ефективните методи за решаване на проблема с максималния поток (Poniewierski, 2017). Неговата сложност по време позволява по-големи модели, съдържащи милиони блокове, да бъдат решавани за значително по-кратко време, в сравнение с алгоритмите на LG, което го счита за предпочитан в по-новите решаващи програми за оптимизиране на контура на открития рудник (фиг. 1.8).



Фиг. 1.8. Сравнение между скоростите на изчисление за алгоритмите LG и Pseudoflow при блокови модели с различен брой стъпала на открития рудник (Poniwierski, 2017)

Алгоритми за непосредствено планиране на последователността добивните блокове (Direct block scheduling - DBS)

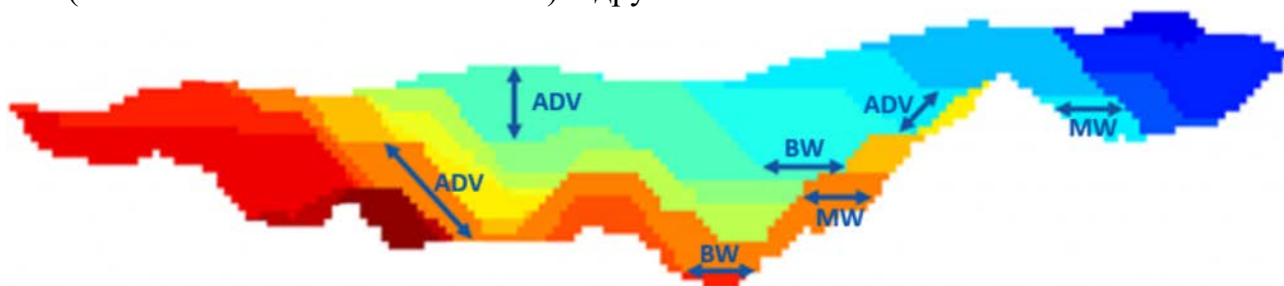
За разлика от изброените алгоритми, тези за непосредствени планиране на последователността на добивните блокове включват разглеждането на всички етапи от живота на находището, като се избягва необходимостта от изкуственото преминаване през фази на разработване (pushbacks). По този начин едновременно се решават двете оптимизационни задачи за намиране на крайния контур и планиране на минните работи в 1-, 3- или 5-годишни периоди от време или отделни фази на удълбаване. Това до голяма степен подобрява точността при изчисляването на нетната осъвременена стойност, тъй като изчисляването на финансовите потоци е обвързано с последователността на обработваните обеми минна маса до достигане до крайния контур, а не с последователността, с която се обхождат блоковете (Zhao, 1992; Nogholi, 2015).



Фиг. 1.9 Илюстрация на алгоритъма DBS (Direct block scheduling) и възможностите за избор на времеви фронт на решенията за целевата функция (<https://miningmath.com/how-global-is-your-mining-optimization/>)

В сравнение с алгоритмите LG и Pseudoflow, реализацията на алгоритъма DBS включва по-богат набор от конструктивни ограничения за формата на крайния контур и скоростта на воденето на минните работи, като например широчина на работната площадка на междинните контури (Mining width); широчина на дъното на открития

рудник (Bottom width); ъгъл на борда (Overall slope angle); максимална скорост на удълбаване (Vertical advance rate); максимална скорост на придвижване на фронта на минните работи (Horizontal advance rate); ограничаващи зони при търсенето на решение (Extraction search area boundaries) и други.



Фиг. 1.10 Конструктивни ограничения при търсенето на оптимален контур за открития рудник при алгоритмите за непосредствено планиране на последователността добивните блокове (<https://miningmath.com/docs/knowledgebase/theory/algorithm/>)

Утвърдени и нови практики при търсенето на оптимален контур и проектирането на открития рудник

Възприет е подход, базиран на методите, използвани при планиране на експериментите (design of experiments - DOE) с цел идентифициране и оценка на ключовите фактори, които значително влияят върху рентабилността на крайните контури на рудника. Чрез прилагане на статистически методи към получените данни след извършването на многократни експерименти посредством компютър при изчисляване на нетната настояща стойност (NPV) за възможен всеки контур на рудника при различни комбинации между параметрите на изходните условия, е възможно създаването на регресионен модел, който да послужи за търсенето на по-подходящ вариант за крайния контур на рудника в хипер-пространството на изходните параметри (Köse et al., 2015).

Като по-съвременен подход за решаването на този проблем е необходимо използването на известните методи от планирането на експеримента (design of experiments - DOE) за избор на ключови комбинации между входните променливи за оптимизационния модел с цел идентифициране на зависимостта между самите тях и финансовия резултат (Khodayari, 2013).

Най-често използваният метод за анализ на чувствителността при изследване на влиянието на различни фактори върху величината на NPV са моделите от рода One-At-a-Time, при които всички входни променливи с изключение на една се приемат за константни, а нейното влияние върху целевата функция се разглежда при различни стойности в предварително определен интервал.

Подход на планирането на експеримента

Дробният факторен експеримент се използва в статистиката и експерименталните изследвания за ефективно изследване на ефектите от множество фактори върху променливата на отклик (response variable) за изследваната система. При пълен факторен експеримент, ако има k на брой фактори, всеки с n нива, трябва да се проведат общо n^k експеримента. За разлика от това, дробният факторен експеримент намалява броя на експериментите серии, като изпълнява само внимателно избрано подмножество от пълни факторни комбинации. Целта е да се получи достатъчно информация за основните ефекти и някои ефекти на взаимодействие между променливите, като същевременно се минимизира броят на необходимите експерименти.

Скрининг дизайн

В планирането на експерименти скрининг дизайнът (Screening design) е вид експериментален подход, използван за бързо и ефективно определяне на ключовите

фактори, които има най-силно влияние върху резултативната променлива. Основната цел на този подход е да се идентифицират тези по-важни фактори, като същевременно се намалят броя на експерименталните опити, ресурсите и времето, необходими за цялостния процес на експериментиране.

Най-често използваният подход за създаването на скрининг дизайн е отново дробният факторен експеримент чрез ортогонални матрици.

1.3. Особенности и проблеми при разработване на стръмнозападащи находища по открит начин

Характерна особеност при разработването на стръмнозападащи рудни тела по открит начин е, че съществува тенденция за влошаване на минно-техническите условия с увеличаване дълбочината на открития рудник (*Espinoza et.al., 2013*). Неблагоприятен резултат се явява нарастващия текущ коефициент на откривка. Задачите, които следва да се решат са свързани с разработване на оптимизационни модели съответстващи на условията на пазарна икономика и изменения в технологията и методите на проектиране на открити рудници.

Обосноваване на икономическата ефективност при отработване на запасите под проектното дъно на открития рудник може да стане по етапи с внедряване на иновативни технологии и техники с висока единична производствена мощност (*Косолапов и др., 2010*). Подходът е приложен за условията на златодобивната минна компания „Полюс“ (Русия).

Възприети са иновативни технологии по отношение на използването на високопроизводителна механизация и оптимизиране технологичната схема на съвместната работа багер-самосвал – двустранно натоварване, рационалното разположение на местата за разтоварване на откривката и складовете за полезно изкопаемо за оптимизиране на транспортните разстояния по години; ефективното провеждане на пробивно-взривни работи; прилагането на автоматизирани системи за управление на минно-транспортните комплекси; прилагането на автоматизирани системи за наблюдение на деформационните процеси в бордовете при отработване на запасите под проектното дъно на открития рудник.

Получените практически резултати са постигане на устойчива производителност на рудника по минна маса, повишаване на общата печалба с 30-35% при отработване в крайните граници на рудника.

Друг проблем, който е свързан с разработването на стръмнозападащи находища са значителните обеми откривка, разходите на които за изземване, транспортиране и насипване рефлектират непосредствено върху себестойността на добитото полезно изкопаемо. За да се намалят разходите за откривните работи са възможни следните технологични решения (*Курленя и др., 2008*):

- използване на комбиниран транспорт;
- увеличаване ъгъла на откоса на неработния борд;
- изграждане на вътрешни насипища – разполагане на откривката в отработеното пространство.

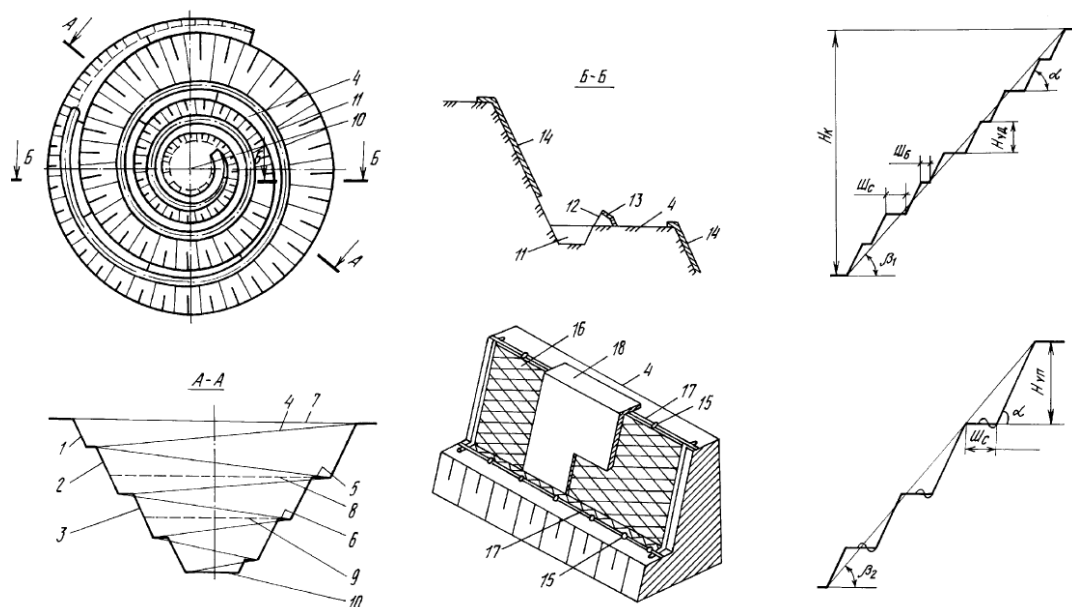
Първото технологично решение е свързано с оптимизиране на транспортната схема. Тенденцията при оптимизиране на транспортната схема е въвеждане на конвейерен транспорт за дълбочинната част на рудника с цел намаляване транспортните разстояния.

Независимо от това, комбинираният транспорт е намерил широко приложение, както в откритите рудници в нашата страна, например „Елаците-Мед“ АД, „Асарел-Медет“ АД, така и в световната практика като в минната компания за добив на

златосъдържаща руда „Kalgoorlie Consolidated Gold Mines Pty Ltd“, Австралия, „Hinpatuan Mining Corporation“ за добив на никел със седалище във Филипините, Михайловски минно-обогатителен комбинат, Русия, ELG gold complex „Torex Gold“, Мексико, Vooyensdal South, „Northam Platinum“, Южна Африка, Muruntau gold mine, Узбекистан, Carmacks, Канада и други.

Увеличаване ъгъла на откоса на неработния борд е оптимизационна задача при проектиране границите на открития рудник или по време на неговата експлоатация. В голяма част от откритите рудници проблемът е решаван като евристична задача, поради спецификата на конкретните инженерно-геоложки условия, технологията на добив и икономическите фактори. Постигнатите резултати са свързани с намаляване на обема на откривката с около 90 – 100 млн.м³, което се отразява непосредствено върху общите производствени разходи.

Предложена е патентована технология за формиране на неработния борд на открит рудник, включващ стъпала в крайните граници с откоси и транспортна спирална берма, различаваща се с това, че стъпалата формират променлива височина, откосите се укрепват със защитни покрития, а на транспортната площадка се изпълнява траншея с предпазен вал, ориентирана към откоса (фиг.1.1, Андросов и др., 1996).



Фиг.1.11 Технологична схема на формиране на неработен борд

Разгледаната технология е приложена за открит рудник при разработване на кимберлитови тръби в Якутия (Андросов и др., 1996). Получените резултати показват, че за конкретния открит рудник при дълбочина 525 m е възможно увеличаване на ъгъла на борда с 9°, което води до намаляване на обемите откривка с около 70 млн.м³.

Третото направление е свързано с изграждане на вътрешни насипища – разполагане на откривката в отработеното пространство.

Разгледаната технология е апробирана при разработване на стръмнозападащо находище «Кия-Шалтырское» и е доказана ефективността по отношение намаляване обема на откривните работи и повишаване коефициента на извличане на рудата. Транспортните разходи, които представляват около 80% от общите разходи са намалели до 2,25 – 2,45 пъти (Курленя и др., 2008).

Друга особеност при разработването на стръмнозападащи находища е мощността (дебелината) на рудните тела. В условията на изчерпване на минерално-суровинната база на големите находища на твърди полезни изкопаеми, все повече нараства интереса на минните компании към по-малките находища.

В съвременни условия в минно-добивните предприятия все по-често се използва високопроизводителна механизация с непрекъснато действие, която има възможност за изземване както на слаби, така и на по-здрави плътни, полускални и скални литоложки разновидности без да се използват пробивно-взривни работи (*Решетняк и др., 2012; Чебан, 2014*). Известни са конструкции на фрезерни устройства, които позволяват вертикално изземване с цел прокарване на вертикални изработки. Разглежданата технология е развита в Института по минно дело ДВО РАН (*Чебан, 2015*) и патентована под наименованието „Метод за разработване на стръмнозалягащи тънки рудни тела и автоматизиран комплекс за дълбочинно разработване“. Технологията позволява в сравнение с традиционните методи да се намали броят на минните машини в структурата на комплексната механизация, да се повиши производителността на труда и безопасността на работа. Освен това се наблюдава значително намаляване на коефициента на откривка. Като недостатък може да се отчете необходимостта от проектиране и изпитване на автоматизирани комплекси за конкретни инженерно-геоложки условия. Освен това технологията решава само един от проблемите свързани с проектиране и оптимизиране границите на открити рудници в случай на тънки стръмнозападащи рудни тела.

1.4. Актуалност на въпроса, свързан с оптимизиране границите наоткрити рудници в стръмнозападащи находища

Един от начините за осигуряване на икономическа ефективност на отработване на запасите по открит начин е разделянето на експлоатационния период на етапи, при които да се оптимизират границите за всеки един от тях (*Amankwah et. al., 2014*).

Практическите наблюдения и научните изследвания в редица разработки (*Шешко и др., 1958; Шпанский, 2003; Христов, 2013 и др.*) показват, че за оптимизиране на границите на открити рудници чрез въвеждането на поетапно разработване могат да се обосноват три основни метода:

- Проектиране на крайните граници на открития рудник и определяне на етапите в тези граници;
- По резултатите от геологопроучвателните работи, по време на експлоатацията на рудника да се оптимизират крайните граници и в процеса на детайлното проектиране да се въведе реконструкция на действащ рудник с прилагане на етапно разработване;
- Прилагане на метода на разработване по етапи на действащи открити рудници, където са приети неоптимални решения при проектирането и по време на експлоатацията на находището са формират участъци със сдвояване на стъпалата в работната зона на рудника се оформя временен неработен борд.

При разработването на нови методи за оптимизиране на технологиите, процесите и схемите на разкриване на находища на рудни стръмнозападащи находища е необходимо да се отчитат специфичните особености на инженерно-геоложките и минно-технологичните условия и фактори на проектираните или вече действащите открити рудници, динамиката на пазара на минералните суровини, стохастичния характер на изходните данни и закономерностите на развитие на работната зона (*Marcotte et.al., 2013; Jelvez et.al., 2022*).

Целта на дисертационен труд е **Обосноваване и разработване на методи за оптимизиране на границите на открити рудници в стръмнозападащи находища.**

Реализирането на поставената цел е възможно при намиране на оптимални решения на следните основни задачи:

1. Анализ и обосноваване на методите за проектиране на открити рудници в стръмнозападащи находища.

2. Научно обосноваване на методите за водене на минните работи по етапи с отчитане на инженерно-геоложките условия на разработване на рудни стръмнозападащи находища

3. Анализ на режима на водене на минните работи при разработване на сближени рудни тела на етапи

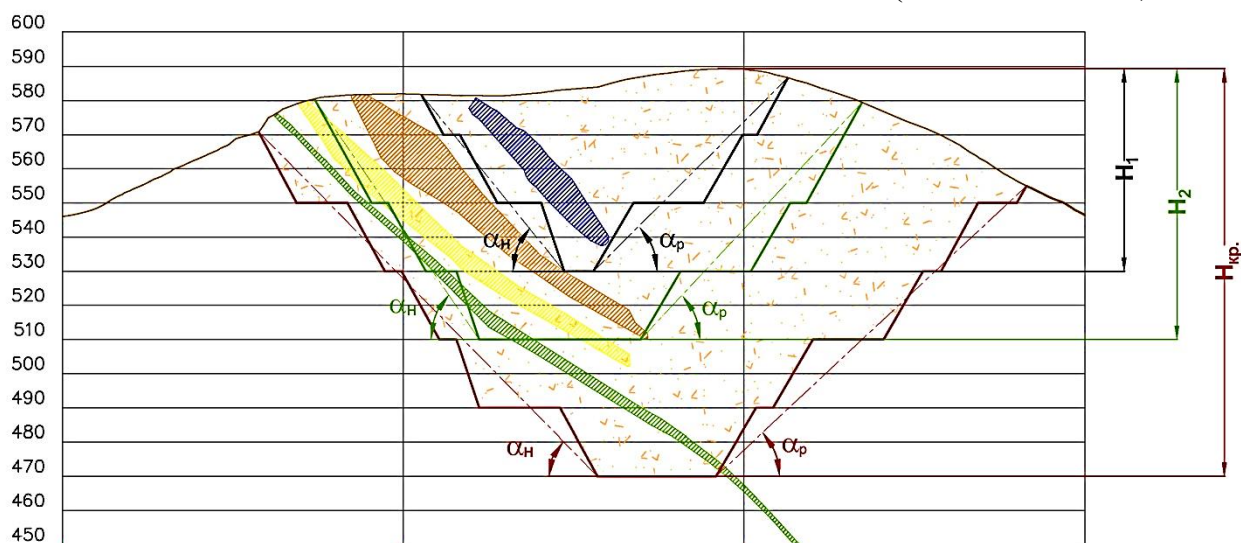
4. Определяне на предполагаемия икономичен ефект от оптимизиране границите на открити рудници чрез метода на поетапното разработване.

За решаване на поставените задачи се прилага минно-геометрично моделиране, анализ и развитие на работните зони в открития рудник, метод на графическо изобразяване на функционални зависимости, математическо моделиране на развитието на минните работи за устойчиво изземване на запасите руда.

ГЛАВА 2. ОПТИМИЗИРАНЕ НА ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТ РУДНИК В СТЪМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА ПРИ ПРОЕКТИРАНЕ

2.1. Изследване влиянието на природните условия и технологичните фактори при проектиране отработването на стръмнозалягащи находища

При разработването на аналитичен модел на развитие на минните работи на два етапа, границите на открития рудник и рудните тела могат да бъдат разгледани във вид на опростени геометрични правилни фигури (фиг.2.1.). Находището на полезни изкопаеми при опростени условия на залягане с достатъчна степен на точност се свежда към правилна форма чрез построяване на рудните тела по осреднените стойности на дебелината и ъгъла на западане на всяко едно от тях (Ржевский, 1985).



Фиг.2.1 Етапи на разработване на открит рудник

Изчислява се нетната осъвременена печалба (Net Present Value – NPV) по израза (Asad et al., 2011) :

$$NPV = \sum_{t=0}^T (R_t - C_t) \frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{T_c} I_c (1-E)^{tc} \quad , \text{ лв. (€)} \quad (2.1)$$

където: R_t са постигнатите резултати на t -ия етап от изчисленията, лв. (€);

C_t - отчетени разходи през същия етап от изчисленията, лв. (€);

I_c - капиталните разходи за реализиране на проекта, лв. (€);

E - дискантова норма.

Очакваните резултати на t-ия етап от реализирането на проекта са:

$$R_t - C_t = C_{ore} Q_{ore} - C_{pr} Q_{ore}, \text{ лв. (€)}, \quad (2.2)$$

където: C_{ore} е цената на рудата, лв./t (€/t);

C_{pr} - себестойност на рудата, лв./t (€/t);

Q_{ore} - годишната производителност на рудника по руда, t/y;

$$Q_{ore} = v_d h L_b \gamma (ctg \alpha_p + ctg \beta) \frac{1-\eta}{1-\rho}, \text{ t/y}, \quad (2.3)$$

v_d е скоростта на удълбаване на минните работи, m/y;

h - височината на стъпалото, m;

γ - обемната плътност на рудата, t/m³;

α_p - ъгълът на работния борд на открития рудник, ... °;

β - ъгълът на удълбаване на открития рудник, ... °;

$$\beta = \arctg \frac{B + hctg \alpha}{h}, \dots^\circ, \quad (2.4)$$

B - широчината на работната площадка, определена съгласно условията за техническа експлоатация, m;

α - ъгълът на откоса на стъпалото, ... °;

η - коефициент на загуби на руда;

ρ - коефициент на обедняване на рудата;

Себестойността на рудата може да бъде изчислена по следния начин:

$$C_{pr} = C_{rore} + K_c C_{rock}, \text{ лв./t (€/t)} \quad (2.5)$$

където: C_{rore} са относителните разходи за добив на 1 тон руда, лв./t (€/t);

C_{rock} - разходите за изземване, натоварване, транспортиране и насипване на 1 m³ скална маса или некондиционни руди, лв./ m³ (€/m³);

K_c - текущият коефициент на откривка, m³/t;

T - времето за отработване на находището;

t - продължителност на етапите, години.

След като се заместят изразите във формула (2.1) се получава разгърнатото уравнение за нетната осъвременена печалба по израза:

$$NPV = \sum_{t=0}^T (C_{ore} - C_{pr}) \left[v_d h L_b \gamma ctg \alpha_p + ctg \left(\arctg \frac{B + hctg \alpha}{h} \right) \right] \frac{1-\eta}{1-\rho} - \sum_{t=1}^{T_u} (1+E)^{-t}, \text{ лв. (€)} \quad (2.6)$$

През всеки от процесите на инвестиране се налага дисконтиране по текущия лихвен процент (Koprev, Bosnev et. al., 2018; Koprev and Asenovski, 2018).

Рискът от по-нисък процент на печалбата може да се изрази като разлика между вътрешната норма на рентабилност и процента на възвръщаемост (Giovanni, 2017):

$$\sum_{j=1}^{-T} NC_j (1+i_R)^{-n} - \sum_{j=1}^{-T_g} NC_j (1+i_R)^{-n} - \sum_{t=1}^{-T_u} I_c (1+i_R)^{-n} = 0, \quad (2.7)$$

където: T_g е периодът на възвръщаемост на капиталните вложения при съответния процент i ;

I_c - инвестиции за проектиране, строителство и експлоатация на открития рудник в t-та година;

NC_j - текущата нетна осъвременена печалба от разработването на открития рудник през j-тата година.

Лихвеният процент на реинвестиране е:

$$R = IRR_{III} - i_R, \quad (2.8)$$

Автор на концепцията за вътрешната норма на възвръщаемост е Кенет Боулдинг, който през 1935 година я разработва и е основа за извършване на задълбочени анализи на инвестиционни проекти. Показателят за вътрешна норма на възвръщаемост може да се каже, че е втори по значимост след нетната сегашна стойност (Адамов и др., 2009).

Нетната текуща печалба на изпълнението на проекта може да бъде определена, съгласно формула (2.6) след като се отчете нарастване на приходите от момента на възникване на лихвения процент на реинвестицията:

$$NPV_R = \sum_{t=0}^T NC_j \frac{(1+R)^{nT_c}}{(1+i)^n} - \sum_{t=1}^{T_c} I_c (1+i)^{-n}, \text{лв. (€)} \quad (2.9)$$

където: T_c е периодът на строителство на открития рудник, години;

R - нормата за реинвестиране;

За да се отчетат измененията в инвестициите е необходимо да се вземе под внимание коефициентът на дисконтиране, който ще спомогне да се приведат икономическите показатели от различни времеви периоди към даден момент (етап от разработването на находището):

$$q^{-n} = (1+i)^{-n}, \text{лв. (€)} \quad (2.10)$$

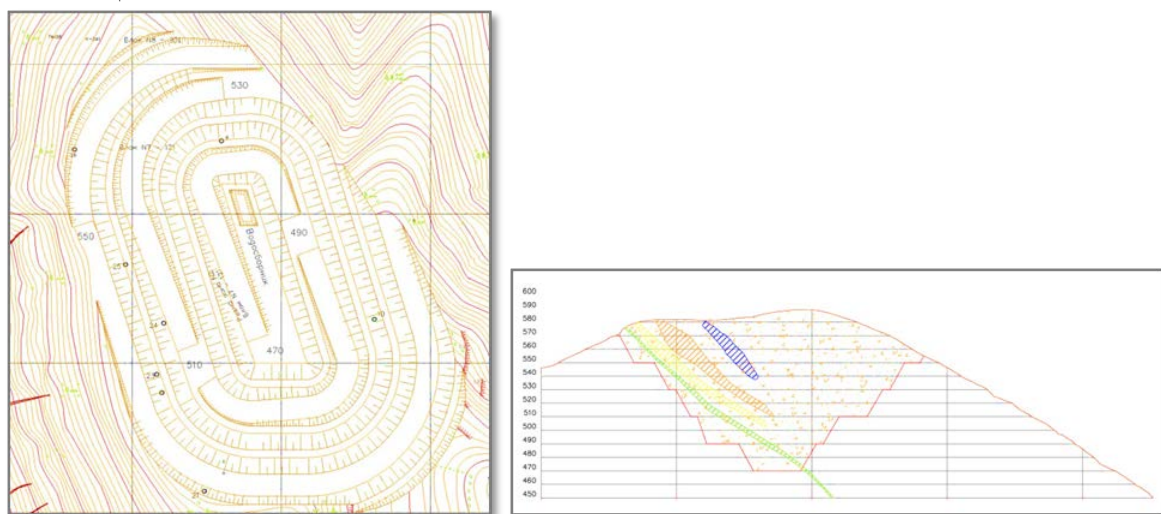
където: i е лихвеният процент;

n - поредният номер на годината за оценка.

За изследване на чувствителността на влияние на технико-икономическите показатели върху нетната осъвременена печалба се използват данните за обект на разработване на находище за златосъдържащи руди. Находището се отработва по открит начин, като в зависимост от инженерно-геоложките условия са обособени два участъка.

Като изходна информация се използват данните от разработения вариант за участък №1. Участък се характеризира с а две рудни зони, като първата се разпростира в северозападна посока и потъва на под ъгъл $32 \div 70^\circ$ (фиг.2.2).

За определяне на степента на значимост на изследваните технико-икономически параметри и показатели-аргументи върху стойността на NPV се дава оценка при диапазон на изменение на всеки от разглежданите показатели, представени в таблица 2.1.



Фиг.2.2 План и профил на участък №1 на открит рудник за разработване на златосъдържаща руда

Таблица 2.1 Техничко-икономически показатели на разработване

Параметри	Обозначение	Мярка	Диапазон на изменение	Средна стойност	Стъпка на изменение
Височина на стъпалото	h	m	8÷12	10	1
Дължина на работния фронт	L_b	m	440÷660	550	55
Широчина на работната площадка	B	m	20÷30	25	2,5
Ъгъл на откоса на работния борд на открития рудник	α_p	...°	32÷48	40°	4
Коефициент на загуби на руда	η	-	0,02÷0,05	0,035	0,0075
Коефициент на обедняване на рудата	ρ	-	0,01÷0,08	0,06	0,0175
Дълбочина на отработване на рудника	H_{et}	m	144÷216	180	18
Ъгъл на откоса на стъпалото	α	...°	54÷70	60°	4
Продължителност на отработване на находището за съответния етап	T_j	години	8÷16	8	2
Цена на рудата	C_{ore}	€/t	97,17÷145,75	121,46	1,2146
Себестойност на рудата	C_{pr}	€/t	19,96÷29,94	24,95	2,495
Коефициент на дисконтиране на нетната осъвременена печалба през първия етап на отработване на открития рудник през j-та година	q_j	-	0,16÷0,24	0,200	0,02
Коефициент на дисконтиране на инвестициите за строителство на открития рудник през w-та година	q_w	-	0,512÷0,768	0,640	0,064
Коефициент на дисконтиране на инвестициите за преминаване към следващ етап на отработване на находището през m-та година	q_m	-	0,336÷0,504	0,420	0,042
Стойност на инвестициите за строителство на открития рудник през w-та година, млн. €	K_w	млн. €у	3,12÷4,68	3,9	0,39
Стойност на инвестициите за следващ етап през m-та година	K_m	млн. €у	0,96÷1,44	1,2	0,12

За изразяване на степента на значимост на показателите и параметрите на минните работи върху стойността на нетната осъвременена печалба се използва коефициента на еластичност.

На фигури 2.4 и 2.5 е отразено изменението на NPV в зависимост от изменението на техническите и икономическите показатели със стъпка от 10%.

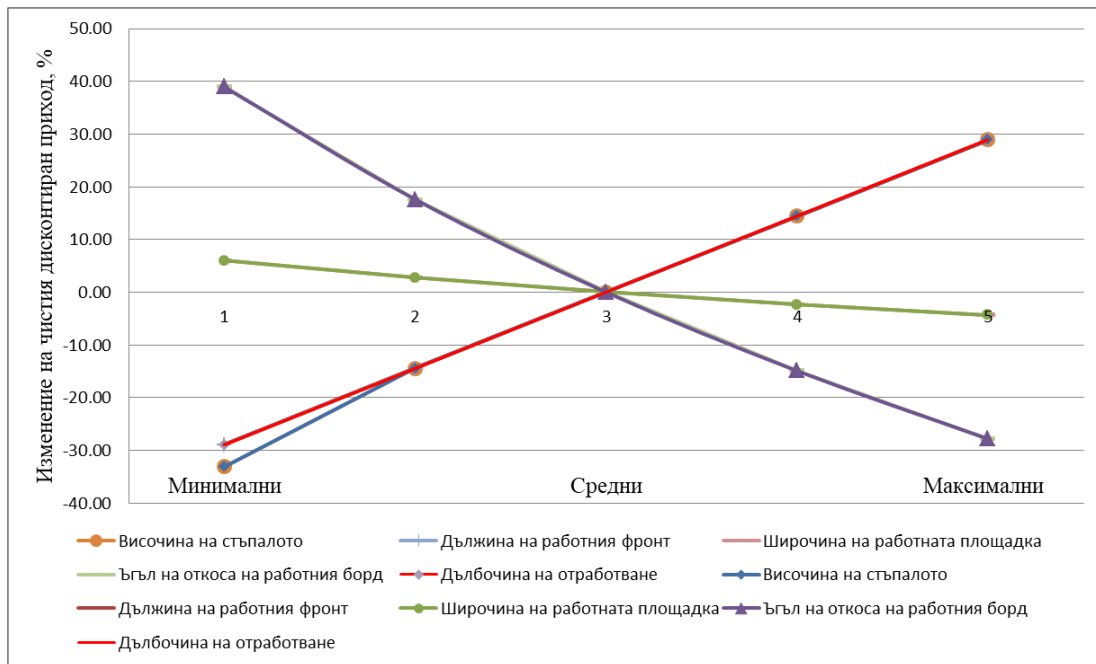
В зависимост от степента на влияние на миннотехническите параметри на открития рудник могат да се разграничат два типа данни, определящи значимостта на изследвания параметър:

Висока значимост - височина на стъпалото, дължина на работния фронт, ъгъл на откоса на работния борд и дълбочина на отработване;

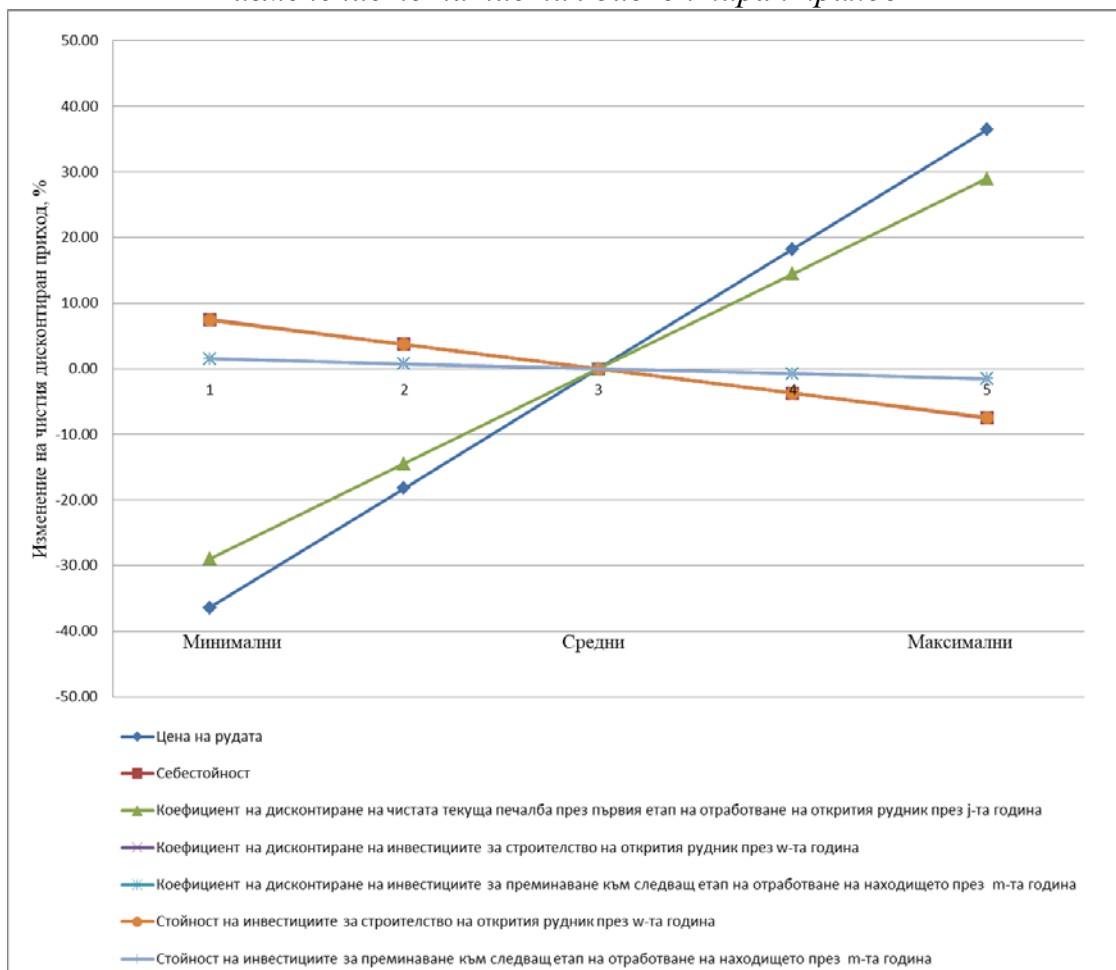
Ниска значимост - широчина на работната площадка.

Според степента на влияние на икономическите показатели върху NPV могат да се разграничат три типа данни:

Висока значимост – цената на рудата и коефициент на дисконтиране на нетната осъвременена печалба през първия етап на отработване на открития рудник през j-та година;



Фиг.2.4 Влияние на минно-техническите параметри на открития рудник върху изменението на чистия дисконтиран приход

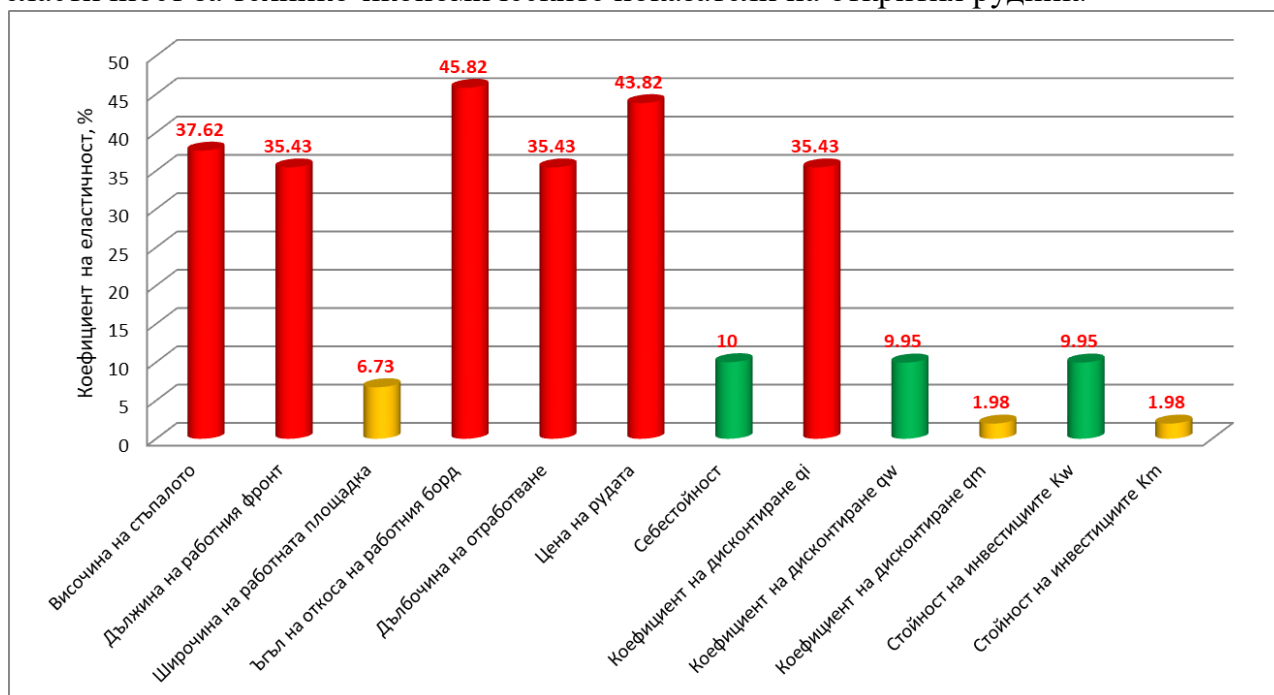


Фиг.2.5 Влияние на икономическите показатели при разработване на находището по открит начин върху изменението на чистия дисконтиран приход

Средна значимост - коефициент на дисконтиране на инвестициите за строителство на открития рудник през w-та година и стойност на инвестициите за строителство на открития рудник през w-та година;

Ниска значимост - коефициент на дисконтиране на инвестициите за преминаване към следващ етап на отработване на находището през t -та година и стойност на инвестициите за преминаване към следващ етап на отработване на находището през t -та година.

На фигура 2.6 са представени резултатите от изчисляване на коефициента на еластичност за технико-икономическите показатели на открития рудник.



Фиг.2.6 Резултати от изчисляване на коефициента на еластичност за технико-икономическите показатели на открития рудник

2.2. Съпоставителен анализ на варианти за разработване по открит начин

Характерно при разработването на рудни стръмнозападащи находища са високите размери на инвестициите по време на строителството на открития рудник, а също така и текущите годишни експлоатационни разходи.

В редица изследвания (*Schroder, 1999; Nikolov et. al., 2019; Hochbaum, 2001; Jamshidi et.al., 2018 и др.*) се диференцират капиталните разходи за строителство на открития рудник и разходите необходими за експлоатация на обекта.

За да се намали обема на откривните работи, през първия етап на разработване на находището, на междинен контур на открития рудник се устройва временен неработен борд, което позволява да се намалят капиталните разходи през първата година от експлоатацията. През следващия етап, част от паричните потоци ще бъдат насочени към отработване (разнос) на неработния борд чрез уширяване на работните площадки. Основните задачи, които се поставят са свързани с намаляване на капиталните разходи по време на строителството и обосноваване на рационален начин на „разнасяне“ на неработния борд, подготовката и изземването на откривката на по-късен етап.

Икономическата целесъобразност от реализирането на такъв сценарий, трябва да бъде подчинена на следното условие:

$$C = C^I - C^P \Rightarrow \max, \text{ лв. (€)} \quad (2.21)$$

където: C са намалените общи разходи за рационален вариант, отнесен към началото на реконструкцията на открития рудник, лв. (€);

C^I - намалените капитални и експлоатационни разходи през първия етап, отнесени към началото на реконструкцията на открития рудник, лв. (€);

C^p - допълнителните разходи за реконструкция на открития рудник през втория етап, отнесени към началото на реконструкцията, лв. (€);

Намаляването на общите разходи през първия етап е:

$$C^I = C_o^I + K^I, \text{ лв. (€)} \quad (2.22)$$

където: C_o^I са намалените общи експлоатационни разходи през първия етап, отнесени към началото на втория етап, лв. (€);

K^I - намалените капитални разходи за строителство, отнесени към началото на втория етап, лв. (€).

Годишното съкращаване на експлоатационните разходи за откривни работи през i -та година, отнесено към началото на втория етап е:

$$C_i = C_{ore} (V_i^I + V_i^{II}) (1 + E_n)^{T_1 - i}, \text{ лв. (€)} \quad (2.23)$$

където: C_{ore} е себестойността за изземване, транспортиране и насипване на 1 m^3 откривка, лв./ m^3 (€/ m^3);

V_i^I, V_i^{II} - обемът на откривните работи през i -та година при развитие на минните работи, съответно по базовия и сравнявания вариант, m^3 ;

T_1 - продължителност на първия вариант, години.

$$V_i = Q_{ore} K_{oi}, \text{ m}^3/\text{t}, \quad (2.24)$$

където: Q_{ore} е годишната производителност на рудника по руда през i -та година, t/y ;

K_{oi} - текущият коефициент на откривка през i -та година, m^3/t .

Намалените общи експлоатационни разходи за първия етап от разработването на открития рудник са:

$$C_i = C_{ore} (Q_{pi}^I K_{oi}^I + Q_{pi}^{II} K_{oi}^{II}) (1 + E_n)^{T_1 - i}, \text{ лв. (€)} \quad (2.25)$$

при условие $Q_{pi}^I = Q_{pi}^{II} = Q_p^I$ и $K_{oi}^I = K_{oi}^{II} = K_{oi}^{II}$

където: Q_{pi}^I е годишната производителност на рудника през първия етап, t/y ;

K_{oi}^I, K_{oi}^{II} - осреднените коефициенти на откривка съответстващи на базовия и сравнявания вариант през първия етап, m^3/t .

Намалените експлоатационни разходи за първия етап от разработването на рудника са:

$$C^I = C_{ore} Q_{pi}^I (K_{oi}^I - K_{oi}^{II}) \frac{(1 + E_n)^{T_1}}{E_n}, \text{ лв. (€)} \quad (2.26)$$

Намалените капитални разходи за строителство на открития рудник, отнесени към началото на втория етап са:

$$K^I = (K^I - K^{II}) (1 + E_n)^{T_1}, \text{ лв. (€)} \quad (2.27)$$

където: K^I, K^{II} са капиталните разходи за строителство на открития рудник съответно за базовия и сравнявания вариант, отнесени в края на строителството, лв. (€).

Допълнителните разходи за реконструкция на рудника за сравнявания вариант, отнесени към началото на реконструкцията са:

$$C^p = C_1^p + C_2^p + \dots + C_p^p, \text{ лв. (€)}, \quad (2.28)$$

където: $C_1^p, C_2^p, \dots, C_p^p$ са допълнителните разходи за реконструкция на рудника съответно през първата, втората, последната година, лв. (€).

При равни годишни обеми на откривните работи през периода на реконструкция на открития рудник (през втория етап), изразът (2.28) има следния вид:

$$C^p = C_{ore} Q_p^{\text{II}} \left(k_p^{\text{II}} K_c - k_p^{\text{I}} \right) \frac{(1 + E_{\text{mn}})^{t_p} - 1}{E_{\text{mn}} (1 + E_{\text{mn}})^{t_p}}, \text{ лв. (€)}, \quad (2.29)$$

където: $k_p^{\text{I}}, k_p^{\text{II}}$ са осреднените коефициенти на откривка през периода на реконструкция на открития рудник съответно при базовия и сравнявания вариант на развитие на минните работи, m^3/t ;

Q_p^{II} - годишната производителност на рудника по руда през втория етап, t/y ;

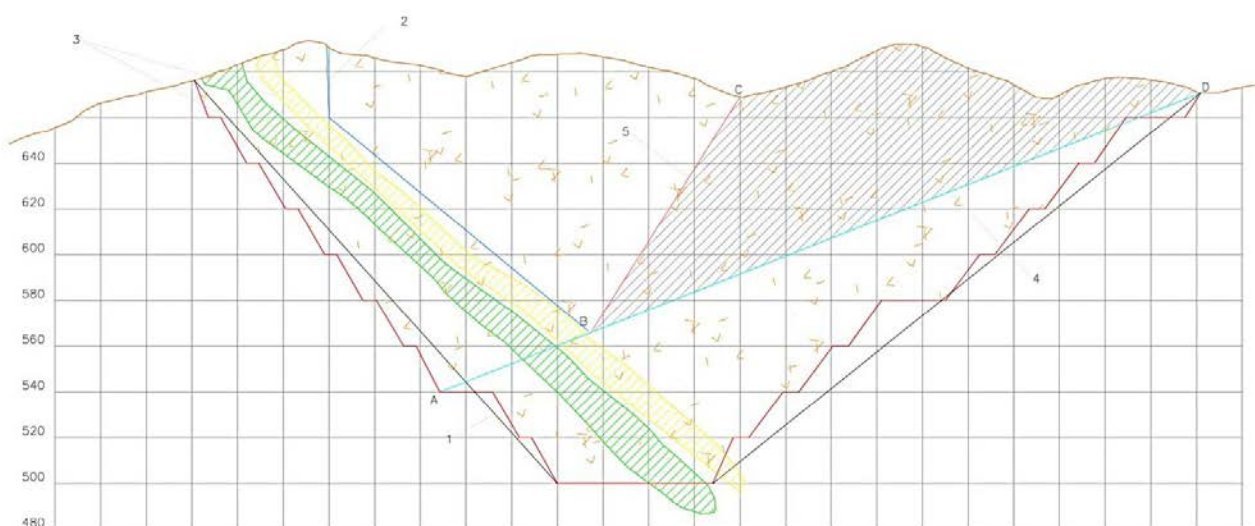
K_c - коефициент на оскъпяване на откривните работи при възобновяване на минните работи на работните площадки от неработния борд на рудника.

За онагледяване на предложения алгоритъм е направено сравнение на два вариант за разработване на рудно находище по открит начин. От инженерния проект на рудника е определена оптимална дълбочина на разработване 180 m. На фигура 2.7 е представен профил на открития рудник с нанесени граници и посока на развитие на минните работи при тяхното удължаване.

Обект на изследване е Участък №2 от находище за разработване на златосъдържащи руди. Технологиата на добив на златосъдържащи руди се състои в предварителна подготовка на масива с Пробивно-взривни работи, натоварване на взривената минна маса с еднокофов багер с вместимост на кофата $1,5 \text{ m}^3$ или челен товарач с вместимост на кофата 2 m^3 в мобилна трошачна инсталация. Рудната маса се извозва с автосамосвали.

Предвижда се селективен добив при челен забой на багера. Откривката се изземва и извозва до външно насипище.

С удължаване на минните работи се предвижда прилагането на Циклично-поточна технология.



Фиг.2.7 Среднопритеглен профил на Участък №2 от находище за златосъдържаща руда: 1 – крайни граници на открития рудник; 2 – посока на удължаване на минните работи; 3 – рудни жили; 4 – положение на крайните граници при междинен вариант; 5 – положение на междинен неработен борд на рудника

Въз основа на анализа на минно-техническите и инженерно-геоложките условия на разработване е установено, че целесъобразното отработване на Участък №2 е с продължителност 12 години. Този период включва два етапа. Първият етап обхваща

времето за строителство с продължителност 2 години, времето за експлоатация $T_1=5$ години до достигане на кота 570 m, след което се извършва реконструкция (въвеждане на гумено-лентов транспорт) с продължителност на периода 1 година. Продължителността на втория етап е 4 години с включен едногодишен период за затихване (доотработване). Дълбочината на открития рудник в края на първия етап е 130 m.

Разработени са два варианта на развитие на работната зона на открития рудник:

- При ъгъл на откоса на работния борд $\alpha_p=0^\circ$ (похоризонтно изземване);
- При максимално възможен ъгъл на откоса на работния борд $\alpha_p \Rightarrow \max$ (минимална ширина на работната площадка).

На фигура 2.8 е представена кумулативната крива $V=f(P)$ на нарастващите обеми откривка от нарастващите обеми руда за всеки от вариантите за развитие на работната зона на рудника, както следва: АВСД - базов вариант, при който не се променя широчината на работните площадки до края на първия експлоатационен период и АВ'СД – вариант с формиране на временен неработен борд на открития рудник.

Осреднените коефициенти на откривка на по варианти са:

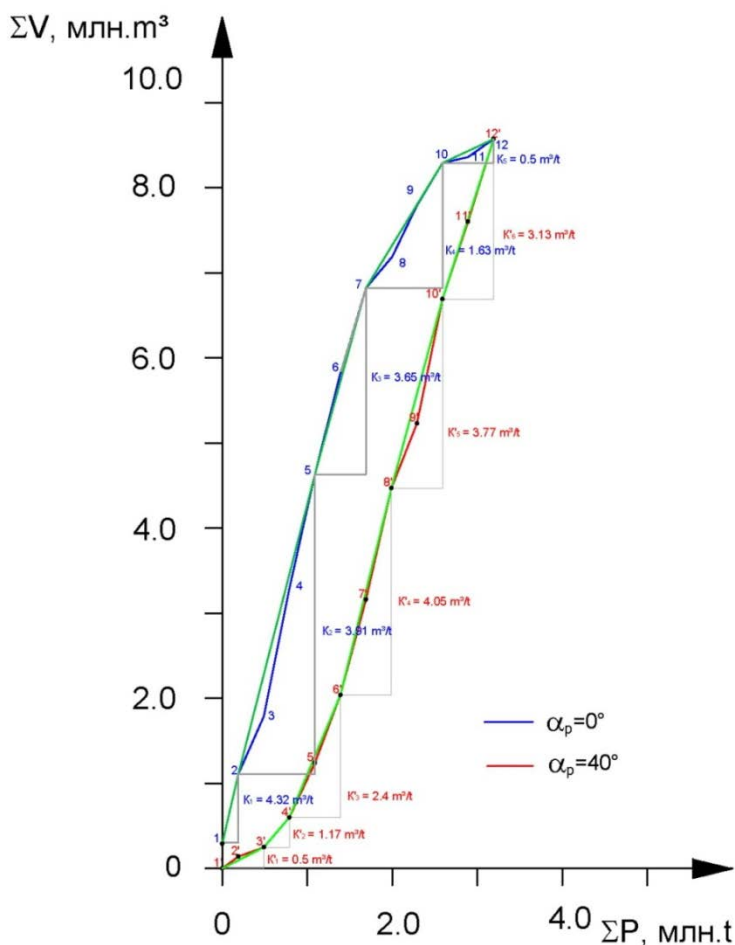
За първи вариант:

$$K_{ol}^I = 3,86 m^3 / t; K_{ol}^{II} = 1,17 m^3 / t$$

За втори вариант:

$$K_{ol}^I = 1,87 m^3 / t; K_{ol}^{II} = 3,61 m^3 / t$$

Допълнителните изходни данни са: $Q_p^I = 1,693 \text{ млн.т}$, $Q_p^{II} = 1,4753 \text{ млн.т}$, $C_{ore} = 3,2 \text{ €/} m^3$, $K^I = 3,5 \text{ млн.€}$, $K^{II} = 2,5 \text{ млн.€}$.



Фиг.2.8 Кумулативна крива $V=f(P)$ на нарастващите обеми откривка от нарастващите обеми руда

Намалените общи експлоатационни разходи за първия етап от разработването на открития рудник са:

$$C^I = 3,2.1,693(3,86 - 1,17) \frac{(1+0,07)^7 - 1}{0,07} = 126,11 \text{ млн. €}$$

Икономическият ефект от намалените експлоатационни разходи е:

$$K^I = (3,5 - 2,5)(1+0,07)^7 = 1,61 \text{ млн. €}$$

Общият икономически ефект възлиза на:

$$C'_o = 126,11 + 1,61 = 127,72 \text{ млн. €.}$$

Допълнителните разходи за реконструкция в открития рудник, свързани с въвеждането на гумено-лентов транспорт са:

$$C^p = 3,2.1,4753(3,61.1,2 - 1,87) \frac{(1+0,07)^1 - 1}{0,07(1+0,07)^1} = 10,86 \text{ млн. €}$$

В резултат на направените изчисления се установява, че общите разходи са намалени поради формирането на временен неработен борд в края на първия период до въвеждането на гумено-лентов транспорт, т.е. стойността на общите разходи възлиза на

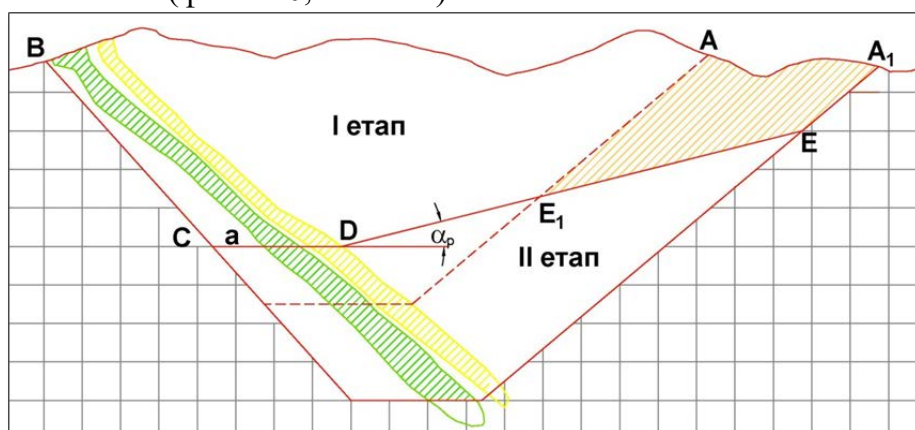
$$C = 127,72 - 10,86 = 116,86 \text{ млн. €.}$$

Реализирането на представения алгоритъм дава възможност да съпоставителен анализ на различни варианти на развитие на работната зона с цел избор на оптимално проектно решение при разработване на стръмнозападащи рудни находища.

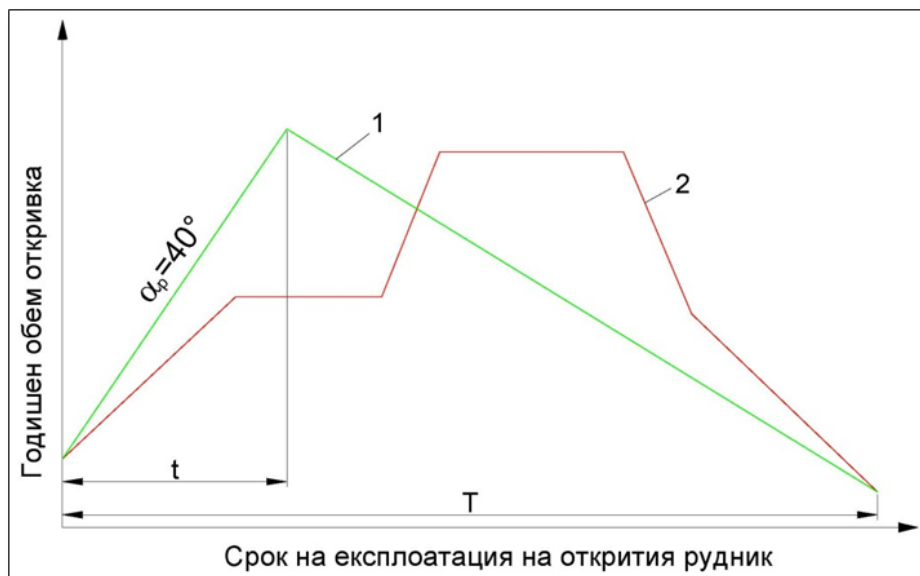
2.3. Оптимизиране на границите на открит рудник на стръмно-западащи находища чрез поетапно отработване

Отработването на стръмнозападащи рудни находища по етапи позволява да се отмени във времето изземването на значителни обеми от откривката за бъдещ период от експлоатацията на открития рудник. Това е основната причина, разходите за разработване определени към даден момент от време да са по-ниски с 10-30% (Burmistrov, 2018).

Схемата, представена на фигура 2.9 илюстрира два възможни варианта по отношение на последователността на отработване на стръмнозападащи рудни тела. При първия вариант развитието на минните работи обхваща крайните граници на открития рудник в посока откъм долната техническа граница на рудното тяло към горната техническа граница. В този случай обемите откривка в началото нарастват, а след това започват да намаляват (фиг.2.10, линия 1).



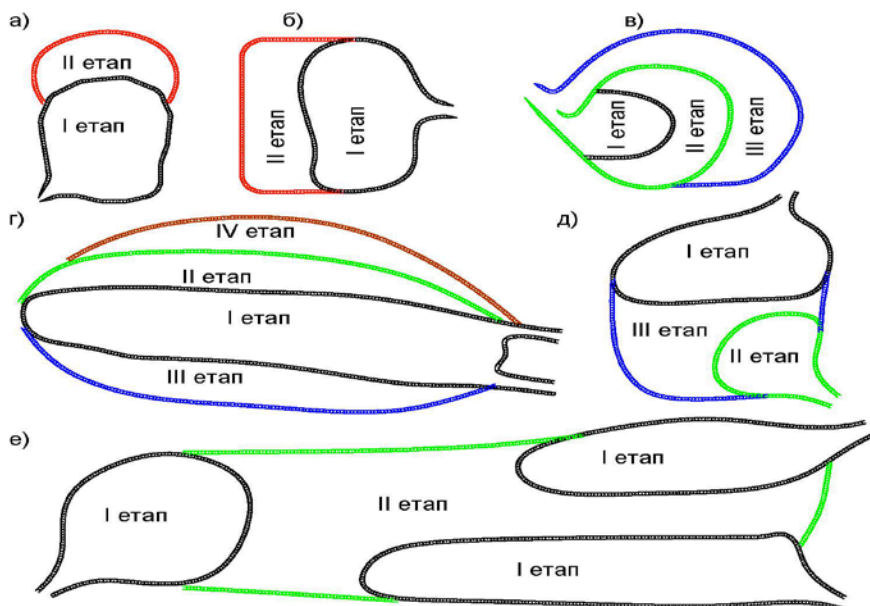
Фиг.2.9 Последователност на отработване на стръмнозападащи рудни тела



Фиг.2.10 Изменение на обемите откривка по години: 1 – отработване на находището в посока откъм долната техническа граница на рудното тяло към горната техническа граница; 2 – при оставяне на временен неработен борд

Вторият вариант е поэтапно разработване. Първоначално се отработва в границите на контура ABCDE, като в същото време на работния борд се устройва временен неработен участък AE с ъгъл близък по стойност на ъгъла на борда на открития рудник в крайния етап на отработване. Изземването на откривката от участък A_1AEE_1 се предвижда само след отработването на цялата минна маса от участъка ABCDE, тъй като само по този начин може да бъде отложено изземването на значителните обеми откривка за по-късен период. Отработването на т.нар. „консервирани“ обеми откривка се извършва успоредно с добивните работи.

В учебното пособие Трубецкой (2001) предлага типови схеми за отработване на рудни находища по етапи (фиг.2.11).



Фиг.2.11 Типови схеми на отработване на рудничното поле на етапи

Изборът на вариант за разполагане на временен неработен участък в края или по дължината на работния фронт на открития рудник зависи от съотношението на дължината към широчината на рудника (фиг.2.11, а, б).

Типовата схема, представена на фиг. 2.11, в е приложима при малки размери на рудничното поле и средна скорост на удълбаване на открития рудник до 10 m/y.

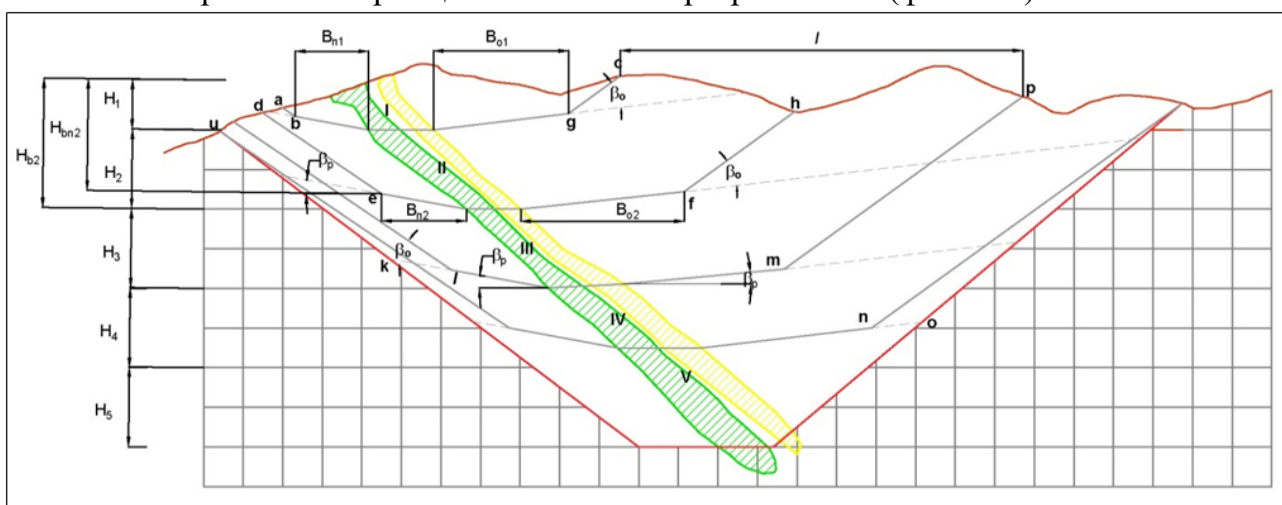
При удължени размери на рудничното поле може да се приложи типовата схема на фигура 2.11 г, при която в границите на рудничното поле се редуват в срещуположните фронтове работни и неработни зони.

Съществуват условия, при които е необходимо рудничното поле да бъде разделено на отделни участъци с последователно отработване (фиг.2.11 д).

Последната типова схема предполага разработване на находището с отделни изолирани открити рудници (грапа открити рудници), като на по-нататъшен етап те ще бъдат обединени в едно руднично поле (фиг.2.11 е).

В таблица 2.3 са представени оптималните условия за приложение на различните типови схеми за отработване на находището на етапи в зависимост от техникотехнологичните фактори.

Временните междинни граници на открития рудник за разработване на стръмнозападащи находища в крайните граници, определят последователността на разработване във времето на принципа на етапи на разработване (фиг.2.12).



Фиг.2.12 Схема на етапите на отработване на стръмнозападащо рудно находище

След отработване на находището в границите на първия контур (фиг.2.12 abgc) се отработва втория контур (фиг.2.12 defh), след това следващия и т.н.

Минималната допустима височина H_i и широчина B_i за всеки етап на отработване се определя от израза:

$$\begin{aligned} H_i &= h_i t_i; \\ B_i &= H_{i+1} \operatorname{ctg} \beta_o. \end{aligned} \quad (2.31)$$

Посочените параметри определят минималните средни коефициенти на откривка и са в пряка зависимост от времето за отработване t_i на всеки етап, който може да бъде в интервал 6 – 12 години. Времето за отработване се приема въз основа на икономически, организационни, технически и технологични фактори.

За височина на отработване през всеки един от етапите се избира по-голямата стойност от следните изрази:

$$\begin{aligned} H_i &\geq t_i h_i, m \\ H_i &\geq \frac{H_{k_{i-1}}}{\frac{v_h}{v_{h_{i+1}}} + \frac{\operatorname{ctg} \beta_o - \operatorname{ctg} \alpha_{III}}{\operatorname{ctg} \beta_p - \operatorname{ctg} \beta_o}}, m \end{aligned} \quad (2.32)$$

Таблица 2.3. Оптимални условия за прилагане на типови схеми на отработване

Типови схеми на отработване	Инженерно-геоложки условия					Минно-технически условия		Производствени показатели		
	Ъгъл на западане	Дебелина на откривката, m	Дебелина на рудното тяло, m	Количество на запасите, млн.t	Якост на скалите	Форма на рудничното поле в план	Дълбочина, m	Производствена мощност	Скорост на удълбаване, m/y	Срок на експлоатация, години
фиг.2.11 - а)	Без ограничения	Голяма	Без ограничение	1 - 3	Средна	Удължена	Над 150	Средна	До 15	20 години и повече
фиг.2.11 - б)	Наклонени, стръмни	Голяма	Малка	1 - 3	Средна	Удължена	Над 200	Голяма	До 10	20 години и повече
фиг.2.11 - в)	Стръмни	Голяма	Средна	1 - 3	Средна	Кръгла	Над 300	Средна	До 10	30 години и повече
фиг.2.11 - г)	Наклонени, стръмни	Голяма	Средна	1 – 3 и повече	средна	Удължена	400 - 500	Голяма	До 5-8	30 години и повече
фиг.2.11 - д)	Без ограничения	Голяма	Средна, голяма	3 - 4	различна	Различна	Различна	Малка, средна	Без ограничение	Без ограничение
фиг.2.11 - е)	Без ограничения	Голяма	Малка, средна	Над 4	различна	Различна	Различна	Голяма	Без ограничение	Без ограничение

Височината на борда откъм долната и горната техническа граница на рудното тяло е:

$$H_{bi} = H_{ki} - H_{i+1} \frac{ctg \beta_o \pm ctg \alpha_{III}}{ctg \beta_p - ctg \beta_o}, m. \quad (2.33)$$

Широчината на борда през съответния етап откъм долната и горната техническа граница на рудното тяло е:

$$B_i = H_{i+1} (ctg \beta_o \pm ctg \alpha_{III}), m \quad (2.34)$$

Обемът на откривката (m^3 на 1 м дължина от рудничното поле) в границите на втория и следващите етапи, както и обема на селективно издетата откривка откъм долнището и горнището на рудното тяло е:

$$V_i = ctg \beta_o \left[(H_i^2 + 2H_{i+1}H_{ki}) + \frac{(H_i^2 + H_{i+1}^2)}{ctg \beta_p - ctg \beta_o} \right], m^3; \quad (2.35)$$

$$V_{ib(d.m.zp.)} = \frac{1}{2} (ctg \beta_p \pm ctg \beta_o) (H_i^2 + 2H_{i+1}H_{ki}) + \frac{1}{2} (H_i^2 - H_{i+1}^2) \frac{ctg \beta_p - ctg \alpha_{III}}{ctg \beta_p - ctg \beta_o}, m^3.$$

Коефициентът на откривка през втория и следващите етапи е:

$$K_{oi} = \frac{V_i L_{bi}}{H_i m_i L_{di}}, m^3/m^3. \quad (2.36)$$

Обемът на откривката през първия етап е

$$V_1 = ctg \beta_o \left[H_1^2 + 2H_1H_2 - H_2^2 \frac{ctg \beta_p + ctg \alpha_{III}}{ctg \beta_o (ctg \beta_p - ctg \beta_o)} \right], m^3. \quad (2.37)$$

където: L_{bi} , L_{di} са съответно средната дължина на работния фронт по откривка и по полезно изкопаемо (руда), m ;

$v_{h_{i+1}}$ - скоростта на удълбаване на добивните работи през съответния етап, m/y .

Във формулите знакът „+“ се приема при изчисляване обемите откъм горната техническа граница на рудното тяло и със знак „-“, откъм долната техническа граница.

Исходните данни, използвани за изчисленията са приети както следва: $\beta_p = 5^\circ$; $\beta_o = 30^\circ$; $v_h = 30 m/y$; $v_{h_i} = 10 m/y$; $t_i = 2$ години.

Резултатите от изчислените параметри на отделните етапи за условията на Участък №2, разработващ рудно находище са представени в таблица 2.4.

Таблица 2.4 Определяне на параметрите на етапите при разработване на рудно находище

№	Височина на етапа	Дълбочина на открития рудник в края на отработване на етапа	Височина на бордовете, m		Широчина на етапа		Коефициент на откривка, m^3/t	
			Горнище	Долнище	Горнище	Долнище	При етапно разработване	Без разделяне на етапи
1	100	100	44	75	288	126	2,16	3,42
2	80	180	144	175	288	126	2,71	2,71

Изводи към втора глава:

1. Получените резултати от изследването за значимостта на технологичните показатели върху оптималните граници на открития рудник показват, че с най-висока

степен на влияние са дълбочината на разработване и ъгъла на временния неработен борд на открития рудник при разработване на стръмнозападаци рудни находища.

2. Получените коефициенти на еластичност за изследваните показатели дават възможност, последните да бъдат отнесени към много значими, значими, среднозначими и незначими. От икономическа гледна точка с най-висока степен на значимост се оказват себестойността на добиваната руда и първоначалните инвестиции.

3. Съществува функционална зависимост между икономическите показатели от реализирането на проекта (печалба, първоначални инвестиции) и експлоатационния коефициент на откривка и дълбочината на етапа на разработване.

4. Предложени са типови схеми на варианти на отработване на стръмнозападаци рудни находища на етапи. Систематизирането на схемите дава възможност за избор на оптимален вариант в зависимост от конкретните инженерно-геоложки условия и от устойчивото и нарастващото търсене на пазара на минерални суровини.

ГЛАВА 3. МЕТОДИ ЗА ЕКСПРЕСНА ОЦЕНКА НА ВАРИАНТИ ЗА ОПТИМИЗИРАНЕ НА ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ ЗА СТРЪМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА

3.1. Приложение на планирането на експеримента за йерархиране на основните фактори, влияещи върху търсенето на контур за открития рудник

За целите на дисертационния труд бе възприето да се използва финансовият показател NPV, считан за по-подходящ критерий за оптимизация. Чрез създаването на регресионен модел след извършването на всички експериментални изчисления посредством продукта MiningMath се цели да се предостави количествено измерима информация за степента на влияние на изходните променливи върху стойността на NPV (табл. 3.1).

Таблица 3.1. Изходни променливи и техния възможен диапазон на изменение

Обозначение	Показател	Min	Базова стойност	Max
A	Промяна в геоложката прогноза на съдържанията за Cu	-15%	0%	+15%
B	Промяна в геоложката прогноза на съдържанията за Au	-15%	0%	+15%
C	Цена на Cu, USD/t	6000	8000	10 000
D	Цена на Au, USD/g	35	55	75
E	Извличане на Cu	0.80	0.85	0.90
F	Извличане на Au	0.65	0.73	0.80
G	Широчина на дъното на рудника, m	60	90	120
H	Широчина на работната площадка, m	90	120	150
J	Генерален ъгъл на неработния борд, °	35	40	45
K	Разходи по добив, USD	3.40	3.70	4.00
L	Разходи по преработка, USD	10.63	12.50	14.38
M	Коеф. на извличане при добив	0,90	0,93	0,95

За всички варианти е прието, че дисконтовият процент е 10%. Трябва да се отбележи, че всичките 12 фактора са възприети за независими помежду си. Въпреки това известно е наличието на зависимост между разходите за преработка и извличането на Cu и Au. За изясняването на тези взаимовръзки бе използван блоковият модел на находище Marvin (<https://miningmath.com/docs/-/knowledgebase/formatting-data/datasets>) беше използван по 2 основни причини:

- Блоковият модел е с отворен достъп и притежава общо 53 271 блока, което го прави лесен за работа от изчислителна и изследователска гледна точка;

Блоковият модел на находище Marvin е добре познат модел в проектантската практика и много често е използван като „тестов полигон” за експериментални изследвания в областта на открития добив и сравнение на работата на различните видове оптимизационни алгоритми. Следователно използването на самия подел позволява получаването на съпоставими резултати между отделните автори.

Софтуерът, използван за окончателна оптимизация на открития рудник за този казус, е MiningMath (v2.3.52) (<https://miningmath.com/>) поради неговата гъвкавост за прилагане на различни геометрични ограничения по отношение на конструктивните елементи на открития рудник. В таблица 3.2 са дадени ограниченията, използвани за настоящия труд, които имат за цел да въведат допълнителен елемент на реализъм в получаваното решение на софтуера чрез залагането на поетапно нарастване на годишната производителност на открития рудник през отделните периоди на неговия живот.

Таблица 3.2. Ограничения за производителността на открития рудник през отделните периоди

Период (години)	Ограничение по руда, Mt	Ограничение по откривка, Mt
1 – 5	10	75
2 – 10	25	125
10 – 30	50	125
30 – краен период	25	0

Както се вижда, работните фази са групирани в 5-годишни периоди. По отношение на планирането на експеримента, бяха използвани две алтернативи на експериментален план – скрининг дизайн (25 експеримента) и дробен факторен експеримент (128 експеримента).

Експериментални резултати

За дробния факторен експеримент резолюцията, която бе възприета е от тип IV. Броят на изпълненията за дизайна на фракционния фактор е 128. Използваната ортогонална матрица включва следните отношения между възприетите средни нива на водещите фактори:

H = ACDG;

J = ABCD;

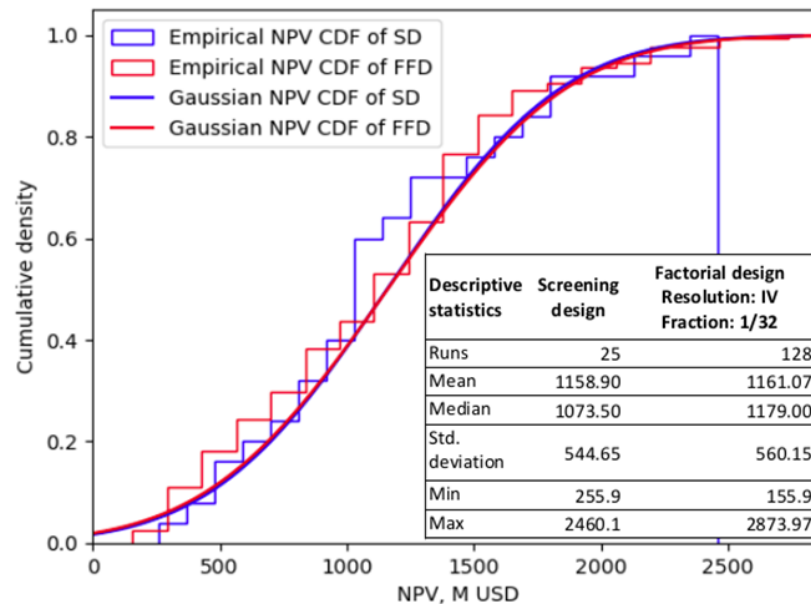
K = BCFG;

L = ABDEFG;

M = CDEF,

I = ACDGH = ABCDJ = BCFGK = ABDEFGL = CDEFM = BGHJ = ABDFHK = BCEFHL = AEFGLM = ADFGJK = CEFGLJ = ABEFJM = ACDEKL = BDEGKM = ABCGLM = CFHJK = ADEFHJL = BCDEFGHJM = EGHKL = ABCENKM = BDHLM = BEJKL = ACEGJKM = DGJLM = AFKLM = ABCDEGHJKL = DEHJKM = ACHJLM = CDFGHKLM = BCDFJKLM = ABFGHJKLM.

Резултатите за показателя NPV и приложения вариационен анализ за скрининг дизайна и за дробния факторен експеримент са представени на Фиг. 3.1.



Фиг. 3.1. Криви на емпиричното разпределение на NPV при скрининг дизайн и дробен факторен експеримент и съответстващите им идеални Гаусови (нормални) разпределения

Може да се отбележи, че и двете разпределения на NPV наподобяват нормалното разпределение. Получените резултати следва да се приемат, че следват нормален закон на разпределение след като бе приложена проверка на хипотеза посредством теста на Колмогоров-Смирнов (*Ordenes et.al., 2022*).

Формулата на регресионния модел, получена от скрининг дизайна, е както следва:

$$NPV = 34\,502 + 1\,153 A + 849 B + 0.1605 C + 17.04 D - 98\,552 E + 1\,399 F + 50 G + 22.50 H - 131 I - 34.2 J + 58\,709 E^2 - 0.2179 H^2$$

Може да се отбележи, че при скрининг дизайнът част от променливите се срещат от втори ред, което би означавало, че връзката между изходните променливи и показателя NPV има наличие на нелинейна връзка, въпреки че в отделни сечения на модела се проявява именно линейна такава.

Формулата за регресионния модел, получен от дробния факторен експеримент, е следната:

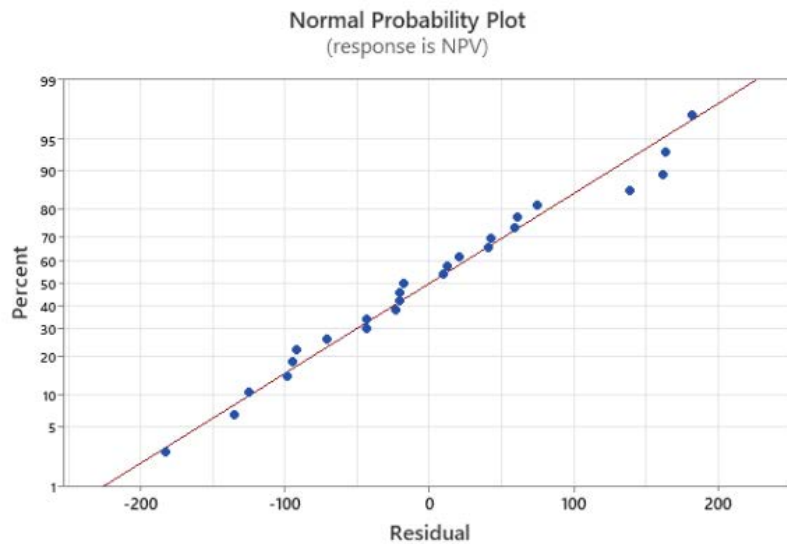
$$NPV = 705 - 2\,232 A - 1\,127 B - 0.252 C - 0.66 D - 2\,280 E - 182 F - 2.027 H + 8.63 I - 13.5 J - 31.44 K + 1711 L + 0.1902 AC + 2\,165 AE + 17.74 BD + 1481 BF + 0.2563 CE + 0.001344 CI - 0.01331 CJ$$

При получения регресионен модел могат да се видят по-важните съвместни взаимодействия между изходните променливи с показателя NPV.

За да се направи проверка на двата модела, остатъците и в двата случая бяха изследвани по отношение на тяхната случайност, независимост и хомоскедастичност. Това може да бъде допълнително подкрепено от графиката за емпиричните данни и съответните им стойности от нормалното разпределение (фиг. 3.2 и фиг.3.3).

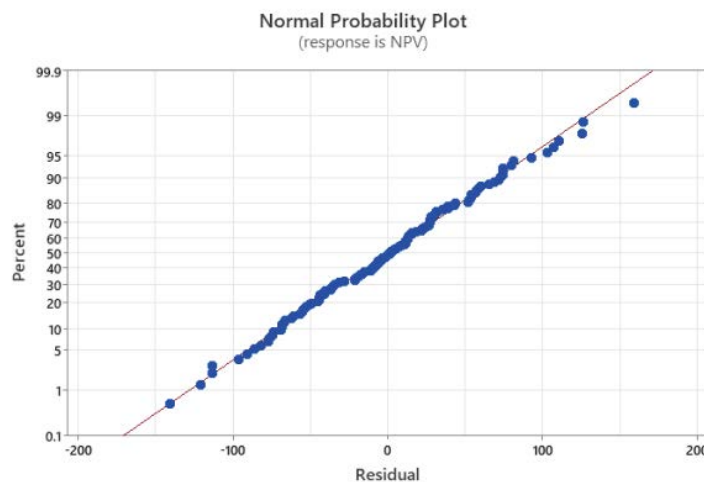
Още веднъж беше използван тестът на Колмогоров-Смирнов, чиито резултат е $p = 0,150$ и за двата метода на планиране на експеримента. Следователно няма доказателства да се смята, че и двете разпределения са различни от нормалното разпределение.

Двата получени модела могат да се считат за валидни и тяхното високо ниво на точност свидетелства, че показателят NPV е нелинейно зависим от предполагаемите нива на факторите.

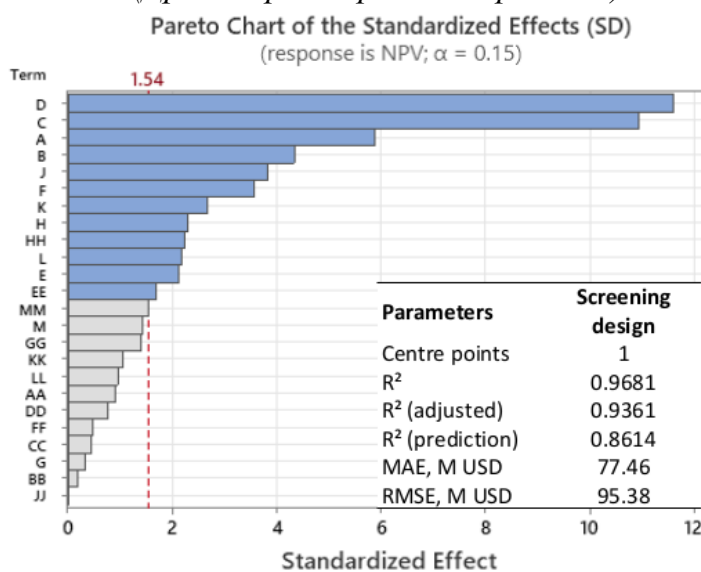


Фиг. 3.2. Сходство на остатъците от регресионния модел с нормално разпределение (Скрининг дизайн)

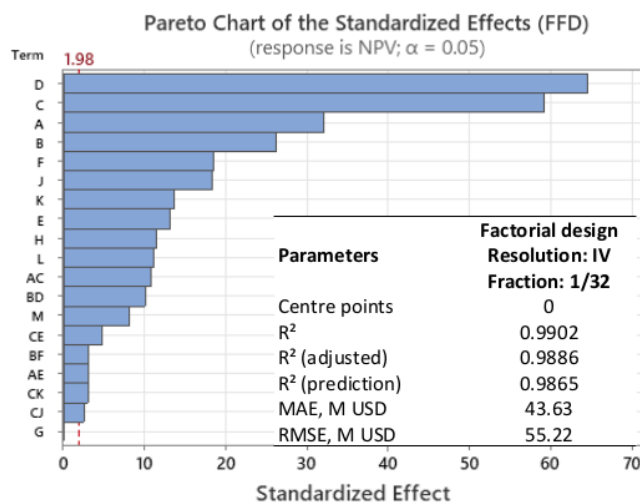
Фигури 3.4 и 3.5 показват стандартизираната степен на влияние на разглежданите 12 фактора, както и техните съвместни въздействия върху стойността на показателя NPV.



Фиг. 3.3. Сходство на остатъците от регресионния модел с нормално разпределение (Дробен факторен експеримент)



Фиг. 3.4. Диаграма на Парето на стандартизираното влияние на изходните променливи (Скрининг дизайн)



Фиг. 3.5. Диаграма на Парето на стандартизираното влияние на изходните променливи (Дробен факторен експеримент)

Сравнение в йерархията на показателите по двата подхода е представено нагледно в Таблица 3.3.

Таблица 3.3 Сравнение на йерархията на показателите

Значение на фактора	Скрининг дизайн	Дробен факторен експеримент
1	Цена на Au*	Цена на Au*
2	Цена на Cu*	Цена на Cu*
3	Отклонение в прогнозата на съдържанията на Cu*	Отклонение в прогнозата на съдържанията на Cu*
4	Отклонение в прогнозата на съдържанията на Au*	Отклонение в прогнозата на съдържанията на Au*
5	Генерален ъгъл на неработния борд*	Извличане на Au*
6	Извличане на Au*	Генерален ъгъл на неработния борд*
7	Разходи по добив*	Разходи по добив*
8	Широчина на работната площадка*	Извличане на Cu*
9	Разходи за преработка*	Широчина на работната площадка*
10	Извличане на Cu*	Разходи за преработка*
11	Коеф. на извличане при добива	Коеф. на извличане при добива*
12	Широчина на дъното на рудника	Широчина на дъното на рудника*

* Статистически значим показател

Получените резултати са сходни, като съществуват известни разлики по отношение на йерархията на факторите, като резултатите от дробния факторен експеримент се доближават в по-голяма степен до практическия опит. Освен това, точността на геоложката прогноза по отношение на съдържанията на Cu и Au в геоложкия блоков модел може значително да повлияе на рентабилността на крайния контур на открития рудник. Както подценяването, така и надценяването на съдържанията на полезни компоненти в рудата, макар и в невисока степен, могат да доведат до значителни изменения в прогнозната стойност на NPV.

Генералният ъгъл на борда на рудника също се оказва решаващ фактор, който може да се измени в зависимост от геологията на разработвания масив и в зависимост от разположението на капиталната траншея в крайния контур. Разходите по добив и широчината на работната площадка съответстват на възприетата технология и габаритите на работната механизация, макар и по-ниско имат статистически достоверно въздействие върху рентабилността на контура на открития рудник. Експлоатационните загуби на руда в изследвания интервал върху показателя NPV могат да се считат за незначим фактор при проектирането на крайния контур на открития рудник.

3.2. Приложение на софтуерен продукт whittle за оптимизиране границите на открит рудник

Системата Whittle се използва за оценка на икономическата устойчивост и търсене на оптимални стратегии за развитие на минните работи (Наговицын, 2018).

За оптимизиране границите на открит рудник в стръмнозападащо находище за добив на златосъдържаща руда е използван софтуерния продукт Whittle за условията на участък №2. В таблица 3.4 са представени проектните стойности на технико-икономическите показатели.

Таблица 3.4. Входни технико-икономически показатели

№	Технико-икономически показатели	Мярка	Стойност
1	Ъгъл на откоса на неработния борд	...°	40 ÷ 50°
2	Коефициент на обедняване на полезното изкопаемо	-	0,06
3	Коефициент на загубите на полезно изкопаемо при добива	-	0,035
4	Разходи за добив на 1 t руда	€/t	24,95
5	Разходи за рекултивация	€/t	1,0
6	Разходи за преработка и извличане от 1 t руда	€/t	22
7	Производствена мощност на рудника	млн. t/y	0,3
8	Стойност на инвестициите за строителство на открития рудник през w-та година, млн. €	млн.€	3,9
9	Дисконтова норма	%	7
10	Цена на рудата	€/t	121,46

С помощта на програмата Whittle се генерират голям брой варианти-сценарии за развитие на минните работи в зависимост от изменение на цената на златото на LME. Прието е, че цената на рудата се изменя със стъпка от 20 € в интервала от 20 до 200 €/t. След обработка на данните са генерирани 21 варианта, за всеки от които са получени:

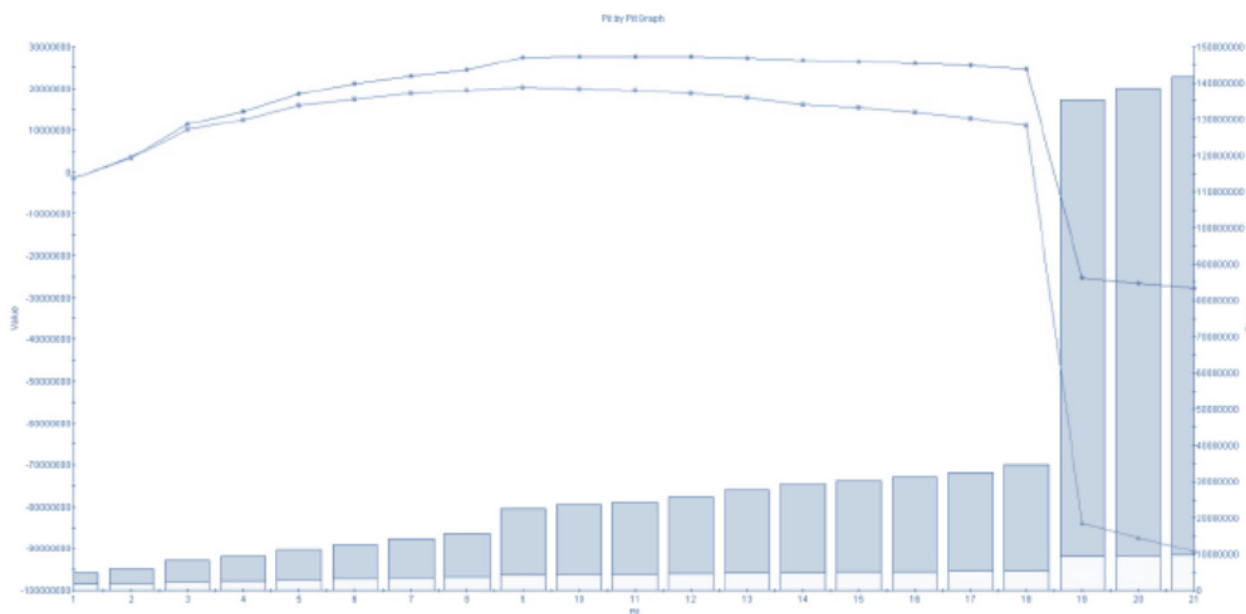
- обем на рудата и откривката;
- средно съдържание на полезен компонент (злато) и коефициент на откривка;
- височина на стъпалото и срок на експлоатация на открития рудник;
- нетна осъвременена стойност на паричните потоци, период на възвращаемост на инвестициите и други.

Резултатите от приложението на програмния продукт определят три възможни сценария за развитие на минните работи от гледна точка на риска – оптимистичен, реалистичен и песимистичен.

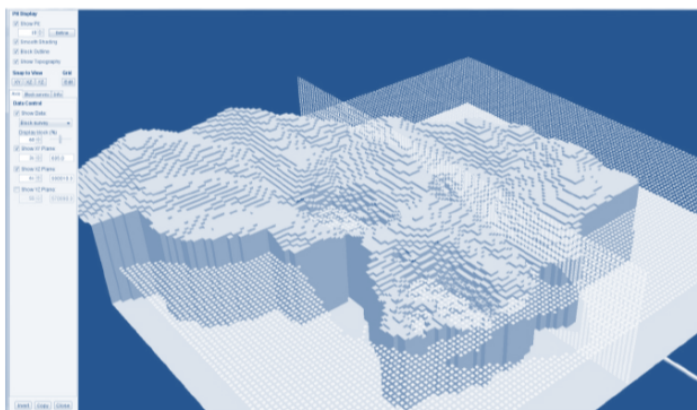
На фигура 3.6 са представени стойностите на NPV за всеки от вариантите, както и изетите количества руда и откривка през отделните етапи. Анализът на резултатите показва, че оптимални граници се достига при вариант 18. За следващия етап NPV е отрицателна, поради значителното нарастване на обемите откривка.

Възможните сценарии на отработване на находището показват, че минните работи могат да се развиват в три участъка (котлована).

Получените параметри на открития рудник за разработване на златосъдържаща руда са представени в таблица 3.5, а фигура 3.7 онагледява оптималните граници на разработване.



Фиг.3.6 Нетна осъвременена стойност на паричните потоци и изземваните количества руда и откривка за всеки от разглежданите етапи



Фиг.3.7 Оптимални граници на открития рудник

Таблица 3.5 Проектни параметри на открития рудник

№	Технико-икономически показатели	Мярка	Стойност	
1	Количество на добитата руда	млн.t	5,57	
2	Обем на издетата откривка	млн.t	29,22	
3	Средно съдържание на полезен компонент в рудата	g/t	1,84	
4	Среден коефициент на откривка		5,39	
5	Производствена мощност на рудника (по руда)	млн.t	0,30	
6	Годишна производителност на рудника по скална маса	млн.t	4,31	
7	Срок на съществуване на рудника	год.	6,77	
8	Период на възвращаемост	Позитивен сценарий	год.	1,84
		Негативен сценарий	год.	4,08
9	Нетна осъвременена стойност на паричните потоци	Позитивен сценарий	млн.€	24,59
		Негативен сценарий	млн.€	11,14

Изводи към трета глава:

1. Използваният вариационен анализ за скрининг дизайн допринася за бързото степенуване по значимост на факторите, оказващи влияние върху показателя NPV, който се използва основно при оптимизиране границите на открития рудник.

2. Приложения специализиран софтуерен продукт Wittle дава възможност за експресна оценка на генерирани варианти за разработване на златосъдържащи руди по открит начин при значителен обем на входните параметри. Недостатък на компютърното моделиране обаче е необходимостта от извършване на съпоставителен анализ на получения оптимизационен модел с минно-технологичните възможности за отработване на находището с наличната минна механизация и спазване на условието за устойчивост на бордовете на рудника.

ГЛАВА 4. ОЦЕНКА НА ИКОНОМИЧЕСКАТА ЕФЕКТИВНОСТ ОТ ОПТИМИЗИРАНЕ ГРАНИЦИТЕ НА ОТКРИТИ РУДНИЦИ В СТРОМНОЗАПАДАЩИ НАХОДИЩА

4.1. Оценка на ефективността на проектните решения при разработване на находище на златосъдържаща руда

4.1.1. Кратка характеристика на находището

Обект на разработване е находище на златосъдържаща руда, което според инженерно-геоложките условия е разделено на два участъка – Участък №1 и Участък №2. От съображения за конфиденциалност няма да бъдат използвани наименованията на участъците и самото находище.

Участък №1 и Участък №2 са разположени в планинска местност, като достъпът до тях е осигурен посредством главни асфалтови пътища.

Златната минерализация на находището в Участък №1 е привързана към проучената епитермална зона с размери: дължина 1100 m по линията на простирание север – северозапад и широчина от 60 до над 100 m. В участъка е установена също разседна разломна зона, която се пресича с други разломни зони с ориентация запад-северозапад и изток-североизток. Тези разломни зони са присъщи за рудовместващи разломи и са проучени и на запад до рудопроявлението в Участък №2.

Формирането на минерализираната зона в участък №2 се установява със залягането и развитието на местни разседи и разсед-отседи разломни зони, формирани през постколизийния екстензионен етап в края на Приабона. Рудоконтролиращата и рудовместващата структура за Участък №2 е проучена при дължина над 2 km и широчина от 45 до 95 m. Тя е с наклон от 40° до 60° ориентирана в североизточна посока. В участъка са установени малки разломни зони и участъци със слаба прекъснатост ориентирани в запад-северозападна посока.

При изчисляване на ресурсите на находището са приложени ограничения, свързани с определяне на оконтурените запаси и ресурси.

4.1.2 Минно-технически условия на разработване на находището

Разработването на находището по открит начин е технически възможно и реализацията му обхваща два аспекта:

- Разработване по открит начин първо на Участък №1, а след него на участък №2, като откритката от участък №1 ще се извозва на външно насипище, а част от откритката от участък №2 ще се депонира в отработеното пространство на участък №1.

- Разработване по открит начин първо на участък №2, а в последствие на участък №1 като откритката от участък №2 ще се депонира на външно насипище, а открит-

ката от участък участък №1 ще се депонира в отработеното пространство на участък №2.

Разработването и на двата участъка ще се осъществява по еднаква система на открито разработване, с една и съща механизация и идентични параметри на системата на разработване. По този начин ще се постигне унифициране на процесите и устойчива производителност на двата участъка, а именно 300 000 t/год. руда.

В таблица 4.1. са представени данни за количеството на запасите по категории и участъци. 4.1.

Таблица 4.1 Запаси и ресурси в находището

Категория на запасите	Площ на блока (m ²)	Дебелина, m	Обем на блока (m ³)	Обемно тегло, t/m ³	Запаси/ресурси t	Съдържания		Метали	
						Ag g/t	Au g/t	Ag kg	Au kg
Участък №1									
121	14914	13.6	201273	2.61	519284	5.110	0.925	2627	476
211	9458	3.9	28902	2.61	74567	4.453	0.519	329	38
331	110827	7.4	606522	2.61	1564827	7.130	0.883	11046	1367
333	23815	2.5	34793	2.61	89768	5.661	0.803	503	71
Участък №2									
111	15690	10.6	165062	2.61	425860	4.502	4.200	1898	1771
121	73225	7.7	445208	2.61	1148637	3.685	2.406	4191	2736
211	14983	3.2	37531	2.61	96829	2.459	1.845	236	177
331	61290	7.0	317173	2.61	818307	4.937	2.294	4000	1858

Двата участъка от находището ще се разкриват със спирална траншея.

Строителството на двата рудника по участъци включва следните минно – строителни работи:

- предварителна подготовка на рудничното поле за изземване (изкореняване на дървесна растителност и нискостеблени растения, храсти);
- събиране на почвения слой с дебелина над 10 cm и транспортирането му до временно хумусно насипище;
- извършване на откривни работи;
- прокарване на автомобилен път до външно насипище и създаване на пътна връзка между рудника, републиканската пътна мрежа и обогатителната фабрика;
- извозване на откривката до външно насипище.

Предвид извозването на откривката до външни насипища, системата на разработване в откритите рудници ще бъде транспортна. Разкриването ще се извърши със спирално трасе на траншеята, извозване на откривката на външно насипище и складиране на почвения материал на временно хумусно депо. Предвижда се селективен добив, прилагане на циклично-поточна технология с комбиниран транспорт. Предварителната подготовка на масива е с пробивно-взривни работи. За първична обработка на рудата ще се използва мобилна трошачна инсталация.

При определяне параметрите на експлоатационните хоризонти е отчетено влиянието на минно – техническите условия. Определена е височина на стъпалата 10 m, като добивните хоризонти се отработват на две подстъпала всяко с височина 5 m. Формирането на неработния борд е със сдвояване на стъпалата, т.е. при височина 20 m. Управлението на качеството на златосъдържащите руди ще се извършва при едновременна работа на четири хоризонта - два добивни, един откривен и един подготвителен.

Технологията на разработване на находището е съобразена с физичните свойства и якостните характеристики на масива и е аналогична на описаната в т.2.2 от настоящия

труд. Предвижда се взривно разрушаване на минния масив, циклична и циклично-поточна технология, включваща еднокофов багер, автосамосвали, гумено-транспортни ленти и булдозери за изграждане на насипището. С удължаване на минните работи се предвижда прилагането на Циклично-поточна технология.

4.2. Приложение на метода на разработване на стръмнозападащо находище на златосъдържаща руда по етапи

Една от задачите на настоящото изследване е избор на метод за оптимизиране границите на открит рудник разработване на рудни стръмнозападащи находища. Целта е да се намалят обемите на откривните работи през първия етап от експлоатацията на рудника, както и да се пренасочи част от тези работи по подготовка и изземване за следващ етап от разработването на рудника. Предложения метод на отработване на находището се различава от съществуващите технологични схеми, при които се съвместяват работите по формиране на целици (блокиране на запаси руда) в работните участъци със зони за последващо преместване („разнос“) на откривката.

Същността на предлагания метод се изразява в това, че за всеки от участъците на разработване минните работи ще се водят на отделни етапи. Когато в участък №1 се провеждат добивни работи, в участък №2 откривните работи ще напредват от границите на текущия етап към крайните граници на следващия етап на отработване.

Изследваният метод за отработване на стръмнозападащи находища може да бъде приложен за изземване на находище за златосъдържащи руди, което е обект в настоящия труд. В находището са обособени два участъка с ясно изразени стръмнозападащи рудни тела, описани по-горе.

Откривните и добивните работи се извършват поотделно за всеки участък. Предвижда се минните работи да започнат от участък №2 за период от време T_1 . След отработване на първия период от първи етап на Участък №2 започва разкриването на Участък №1, като периода е обозначен с T_2 (фиг.4.1). Успоредно с това в участък №2 се извършва изземване и преместване на откривката от по-рано-сформирания временен неработен борд и подготовка за следващия етап. По аналогичен начин се отработват всички етапи в двата участъка до периода на приключване на минните работи T_9 в участък №2.

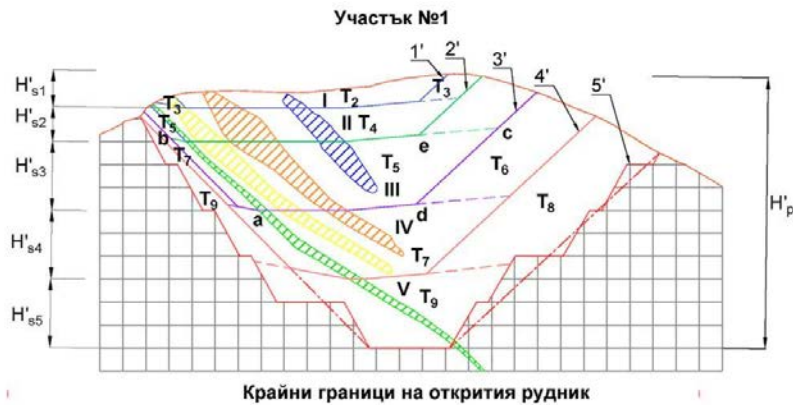
Откривните работи, свързани с разтоварване на временния неработен борд започват веднага след изземване на всички запаси руда в границите на текущия етап. Неработният борд може да се формира под много висок ъгъл на откоса и достигне стойности близки до ъгъла на неработния борд на открития рудник в края на експлоатацията на находището. По този начин в края на всеки етап се формират междинни граници на открития рудник. Дълбочината на рудника е равна на сумата от дълбочините на предходните етапи за съответния участък.

На фигури 4.1 и 4.2 са представени напречните профили на двата участъка и тяхното разделяне на етапи.

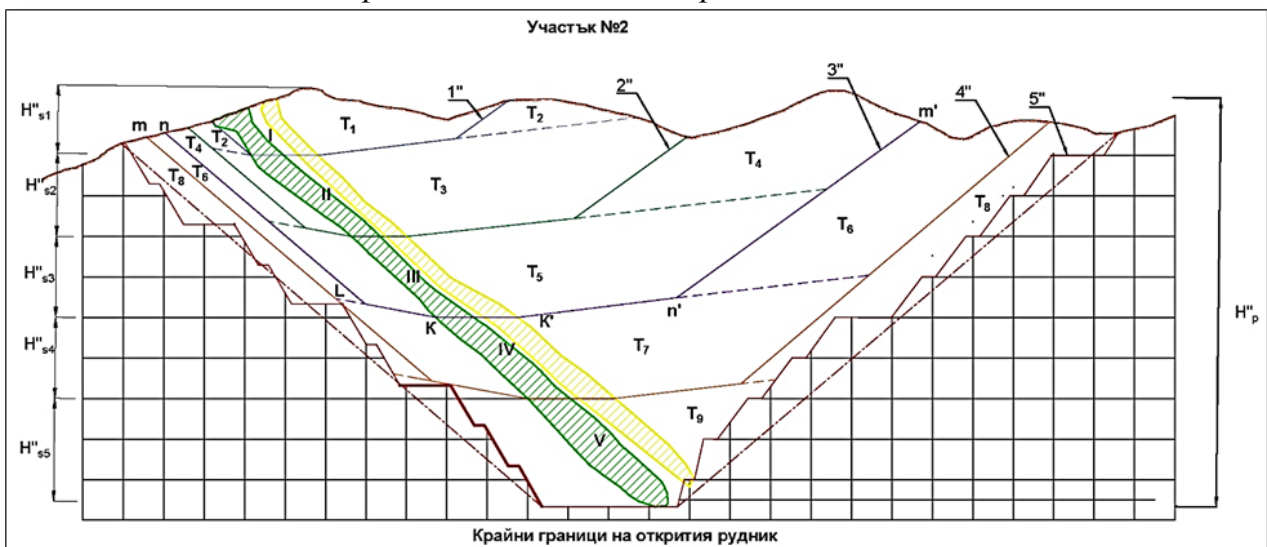
Разделянето на находището за златосъдържаща руда на два участъка позволява да се приложи представената по-горе технология за отработване и да се реши поставената задача, свързана с осигуряване на изземване на максимални обеми откривка на по-късен етап.

Разглеждания метод се разграничава от съществуващите технологии, характеризирани се с голям брой стационарни разкриващи изработки (капитални траншеи). По време на въвеждане в работа по отстраняване на откривката от временния неработен борд в Участък №2, горележащите хоризонти формират границите на открития рудник

за следващия период, където ще бъдат прокарани разкриващите изработки. Тези изработки ще се намират в едно и също положение в продължение на два периода T_2 и T_3 .



Фиг.4.1 Схема на разделяне на минните работи в Участък №1 на етапи



Фиг.4.2 Схема на разделяне на минните работи в Участък №2 на етапи

Приложението на предлагания метод за оптимизиране границите на открития рудник по етапи изисква да се отчита своевременно отношението между броя на етапите в крайните контури на рудника за двата участъка. За разглежданите два участъка на находището (фиг. 4.1 и фиг.4.2) са приети равен брой етапи - 5. Това съотношение е прието като се имат предвид количествата на запасите и дълбочината на разработване на находището.

Така например, ако по време на отработване на находището през периода T_5 добивните работи се извършват в границите на третия етап в Участък №1, то при приключване на изземването на запасите на този етап ще се намали производствената мощност на рудника. По този начин, за да се постигне безпроблемна работа на открития рудник броят на етапите за всеки участък трябва да са равни и да съответстват един на друг, така че да е изпълнено условието за изпреварване на етапа спрямо първоначално започналите в първия участък в сравнение с втория участък:

$$n'' + 1 \geq n' \geq n'' \quad (4.1)$$

където: n' , n'' са съответно броят на етапите за Участък №1 и Участък №2.

Основната идея на предложения метод е, че когато в единия участък се водят добивни работи, в другия се провеждат подготвителни работи, изразяващи се в преместване на работния борд към границите на следващия етап.

Това дава основание да се направи извода, че основните параметри и показатели на отделните участъци на открития рудник са взаимосвързани (табл.4.2).

Таблица 4.2 Продължителност на отработване на етапите

Основни показатели	Участък №1	Участък №2
Етап I		
Дълбочина на етапа, m	16	35
Скорост на удълбаване, m/год.	5	10
Продължителност на периода за отработване, години	3,5	3,5
Етап II		
Дълбочина на етапа, m	16	40
Скорост на удълбаване, m/год.	5	12
Продължителност на периода за отработване, години	3,5	3,5
Етап III		
Дълбочина на етапа, m	30	40
Скорост на удълбаване, m/год.	9	12
Продължителност на периода за отработване, години	3,5	3,5
Етап IV		
Дълбочина на етапа, m	30	40
Скорост на удълбаване, m/год.	9	12
Продължителност на периода за отработване, години	3,5	3,5
Етап V		
Дълбочина на етапа, m	30	50
Скорост на удълбаване, m/год.	9	14
Продължителност на периода за отработване, години	3,5	3,5

Скоростта на удълбаване на минните работи в участък №1 е приета с по-ниски стойности с оглед на това, че в участъка са налице по-голям брой рудни тела, които изискват селективно изземване на запасите и управление на качеството по време на добивните работи.

По време на отработване на периода T_2 се извършват откривни работи в неработния борд на Участък №1, при което височината на блокираните обеми откривка е H'_{s1} и скорост на вертикалното понижаване на работната зона v'_{d2} .

По време на отработване на етапа през периода T_4 е необходимо да се погаси борд с височина $(H'_{s1} + H'_{s2})$ със скорост v'_{d3} , където индекса съответства на поредния номер на етапа.

Период T_6 се характеризира с разнасяне на временния неработен борд с височина $(H'_{s1} + H'_{s2} + H'_{s3})$ и скорост на понижаване v'_{d4} . По аналогичен начин се развиват минните работи в Участък №2 съответно със скорости на вертикално понижаване v''_{d2} , v''_{d3} и v''_{d4} .

Съществува пряка зависимост между скоростта на удълбаване, скоростта на вертикално понижаване на работната зона и дълбочината на етапите.

В участък №1:

$$H'_{s1} \geq \frac{v'_{hi}}{v'_{di}} \sum H''_{si} \quad (4.3)$$

където i е поредния номер на етапа на отработване, започвайки с първия от повърхността.

Скоростта на погасяване на временния неработен борд се определя от израза:

$$v''_{di} \geq \frac{v''_{h(i-1)}}{H''_{s(i-1)}} \sum H^I_{si} \quad (4.4)$$

$$v''_{di} \geq \frac{v'_{hi}}{H'_{s1}} \sum H''_{si} \quad (4.5)$$

$$v''_{d2} \geq \frac{5}{16} 40 = 12,5 \text{ m / год.}$$

Дълбочината на всеки следващ етап трябва да нараства в сравнение с вече отработения етап, тъй като само при това условие може да се осигури непрекъснат добив на руда при една и съща скорост на вертикалното понижение на работната зона и скорост на удълбаване. В разглеждания случай скоростите на удълбаване са приети различни с оглед на запасите руда.

Получените варианти за режима на водене на минните работи трябва да се сравнят с изискванията към графика за развитие на минните работи:

1. Добивните работи трябва да се извършват за всеки отделен участък в границите на отработвания етап.

2. По време на разработване на етапа, текущият коефициент на откривка трябва да бъде постоянен.

Обемът на изземваната откривка откъм горната техническа граница на рудното тяло в работната зона по откривка за всеки етап за единица дължина от работния борд може да се определи чрез израза:

$$V_z = v_d B_{np} \quad (4.6)$$

където: v_d е скоростта на вертикалното понижение на минните работи при освождаване на временния неработен борд от откривката, $m/год.$;

B_{np} - хоризонталното преместване на минните работи на временния неработен борд при понижение на минните работи от горната техническа граница към долната техническа граница на рудното тяло, m ;

$$B_{np} = H_{si} (ctg \beta_o \pm ctg \alpha_{III}) , m, \quad (4.7)$$

където: H_{si} е дълбочината на етапа, m ;

β_o - ъгъла на откоса на временния неработен борд, $...^\circ$;

α_{III} - ъгълът на западане на рудното тяло, $...^\circ$.

Знакът „ \pm “ се приема в зависимост от стойността на ъгъла на откоса на неработния борд, знак „+“ ако бордът е разположен откъм горнището и знак „-“, ако бордът е разположен откъм долнището на рудното тяло.

$$B_{np} = 16(ctg 42^\circ + ctg 45^\circ) = 34 m$$

$$V_z = 5.34 = 170 \text{ m}^2 / \text{год.}$$

Същевременно, когато в участъка се извършват добивни работи към текущия етап съществува реална опасност от попадане на скални късове от откривката в добивната зона. По тази причина се налага за кратък период от време да се иземе част от откривката в добивния участък. Например такава призма на възможно обрушаване е cde откъм горнището на рудното тяло, представена на фигура 4.1.

По времето на добивните работи през втория етап в Участък №1 е необходимо да се изземат допълнителни обеми откривка cde , като в участък №2 се извършва разтоварване на откривката с обем $k'l'm'n'$ (фиг.4.2). При отработване на откривката в зоната cde , обемът който се иземва за единица от борда се изчислява по израза:

$$V_\partial = v_d B_{np} \quad (4.8)$$

където: v_d е скоростта на удълбаване, необходима за осигуряване на приетата производителност по руда, $m/год.$;

$$B_{np} = 35(\operatorname{ctg} 42^\circ + \operatorname{ctg} 45^\circ) = 78 \text{ m}$$

$$V_o = 10.78 = 780 \text{ m}^2 / \text{год.}$$

След отработване на рудните запаси през втория етап от Участък №1, в Участък №2 се извършват откривни работи по зачитване на площадката в работната зона на добивния участък. За да се изравнят текущият коефициент на откривка по време на добивните работи в Участък №2 е необходимо да се намали скоростта, с която се осъществява вертикалното понижаване на разтоварване на временния неработен борд. По този начин, скоростта трябва да бъде минимална в началото на новия етап и плавно да нараства до края на отработване на етапа.

Условието за стабилизиране на текущия коефициент на откривка по време на изземване на запасите руда се определя от израза:

$$v_{di} = v_{hd \max} - v_h, \text{ m / год.}, \quad (4.9)$$

където: v_{di} е скоростта на вертикалното понижаване на минните работи при изземване на откривката от временния неработен борд в зоната на откривните работи в началото на периода на отработване на запасите руда по етапи, m/год.;

$v_{hd \max}$ - максималната скорост на понижаване на минните работи, m/год.

При зададена постоянна производителност на открития рудник по руда е необходимо да бъде изпълнено условието коефициентът на откривка за всеки следващ етап да бъде по-голям от този, получен през предходния етап:

$$\frac{v''_{d(i-1)} H'_{si}}{H'_{s(i-1)}} \sum H'_{si} \leq \frac{v'_{hi} H''_{si}}{H'_{si}} \sum H''_{si} \quad (4.10)$$

където: $v''_{d(i-1)}$ е скоростта на удължаване, необходима за осигуряване на приета производителност на рудника по руда в добивната зона (i-1)-ия етап от участък №2, m/год.;

v'_{hi} - скоростта на удължаване, необходима за осигуряване на приета производителност на рудника по руда в добивната зона i-ия етап от участък №1, m/год.

След преобразуване на формула (4.10) се получава изразът:

$$H'_{si} \leq \frac{H'_{s(i-1)} v''_{di}}{v'_{hi} v'_{d(i-1)}} \quad (4.11)$$

При равенство на скоростта на удължаване по етапи на отработване за всеки участък условието (4.11) приема вида:

$$H'_{si} \leq \frac{H'_{s(i-1)} v''_{di}}{v'_{hi}{}^2} \quad (4.12)$$

Дълбочината на всеки последващ етап трябва да бъде по-голяма от дълбочината на предходния етап, умножена по отношението на квадратите на скоростта на удължаване на рудника на Участък №1 и Участък №2.

4.3. Оценка на ефективността от оптимизирането на границите на открити рудници в стромнозападащи находища

Икономическите изчисления са извършени въз основа на методика UNIDO (United Nations Industrial Development Organization) в съответствие с приетите нормативни актове и методически указания в Р България.

Всички изчисления са извършени за период с продължителност 17,5 години. Временният период е приет въз основа на плана за развитие на минните работи в календарния график. В качеството на една стъпка е приета 1 година.

Проектната мощност на открития рудник е 300 000 t/година.

За оценка на ефективността на оптимизираните граници и технология на разработване на стръмнозападащо находище за добив на златосъдържаща руда е необходимо да се извърши чрез сравнителен анализ на резултатите в два сценария: първия сценарий – ако бъде реализиран проекта и втория сценарий – ако не се реализира и находището се разработи по един от двата варианта, предложени в глава четвърта, т.1 от дисертацията.

Изходните данни за технико-икономическите изчисления са представени в таблица 4.3.

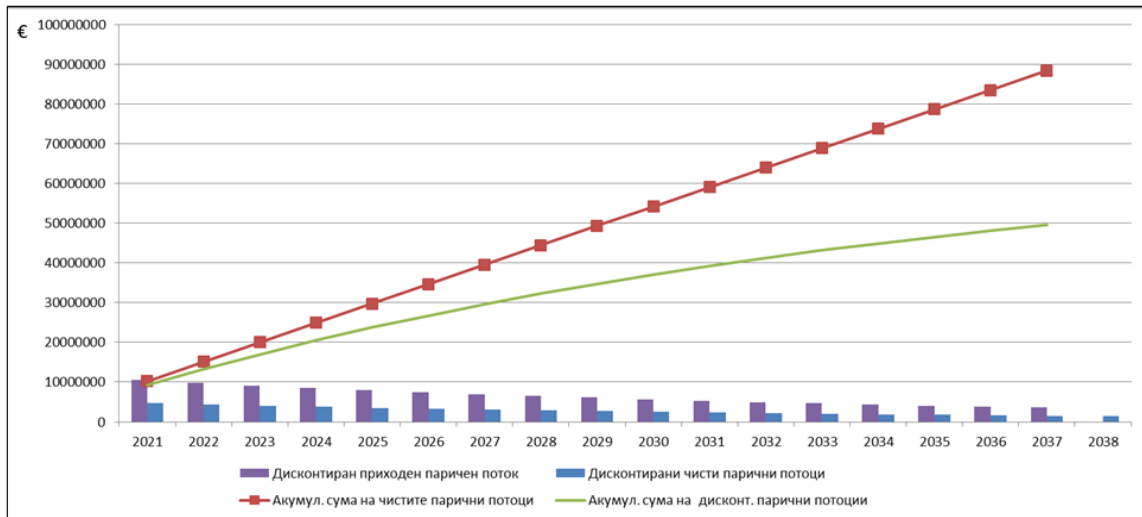
Таблица 4.3 Технико-икономически показатели

Показатели	Мярка/обозначение	Стойност
Прогнозни продажби,kg	Ag	420.55
	Au	1229.22
Средна цена на сплав "Доре" 27440.82 €/kg	Ag	11540237
Средна цена на сплав "Доре" 365 €/kg	Au	448665
Концесионно възнаграждение -	5%	599445
Предварителни разходи - проектиране,земи		15800
ДОБИВ,t/год		300000
Разходи за откривни работи		1030000
Разходи за добив, в т.ч.		561000
<i>*пробивно - взривни работи</i>	0,65 €/t	195000
<i>* изкопаване и натоварване на суровината</i>	0,30 €/t	90000
<i>*транспорт на суровината</i>	0,5 €/t	150000
<i>*разходи за насипообразуване</i>	0,42 €/t	126000
Допълнителни разходи		77830
Разходи за рекултивация		31075
Основни производствени разходи		2015705
Разходи за организация и управление	50*800*12	480000
<i>Всичко разходи за дейността, €</i>		3095150
<i>Себестойност на 1 t минна маса, €/t</i>		10.32
Брутна печалба		8893752
Дължими данъци		
Годишен корпоративен данък	10.00%	889375
<i>Всичко данъци, €</i>		889375
Нетна печалба		8004377
Инвестиции (-)		3900000
Разходи за амортизации (+)		780000
Чисти парични потоци		4884377
Финансови показатели за оценка на дейността		
Дисконтов фактор при R = 7%	7%	0.7629
Дисконтирани чисти парични потоци		3726268
Акумул. сума на чистите парични потоци		19995067
Акумул. сума на дисконт. парични потоци		16956584
Дисконтиран приходен паричен поток		9146276
Дисконтиран разходен паричен поток		2361275
Нетна настояща стойност, €. (NPV)	94678500	
Индекс на доходност (PL)	3.93	
Срок на откупуване, год. (PBP)	3	
Показател на рентабилност, %(Ro)	74.4%	

За реализиране на проектното решение за оптимизиране границите на открит рудник чрез разделяне на отработването на находището на етапи е направен анализ на разходите и приходите за различните етапи.

Капиталните инвестиции се планират за сметка на печалбата от основната дейност. Чистият паричен поток за целия срок на експлоатация възлиза на 127 млн.€ след дисконтиране е 52,2 млн.€ (фиг.4.3).

След анализ на извършените изчисления и получените резултати се установява, че проектното решение относно оптимизиране границите на открития рудник е рентабилно и целесъобразно. При приетата дисконтова норма, възвращаемостта се реализира още през първите три години. Чистият дисконтиран доход от приетия инвестиционен проект е 17 млн. € за 17,5 години.



Фиг.4.3 Чисти парични потоци

Коефициентът на намаляване на себестойността на изкопно-товарните работи е 0,94. Разходите са определени с точност до 0,1 € във връзка с това, че изчисленията са ограничени от 20-годишен период. Разходите за откривка, изземването на която бе предвидено да бъде над 20 години са приведени към настоящия момент и практически не оказват съществено влияние. Икономическата ефективност на разработване се увеличава при изменение на крайните граници на открития рудник, т.е. при увеличаване ъгъла на временния неработен борд на рудника и намаляване височината на етапа.

В таблица 4.4 са представени резултатите от оценката на икономическата ефективност от оптимизиране на границите на открит рудник чрез поетапно разработване.

Таблица 4.4 Резултати от оценката на икономическата ефективност от оптимизиране границите на открит рудник чрез поетапно разработване

Години	Оптимизирани граници с едновременно разработване на двата участъка по етапи		Разработване първоначално Участък №1, а след това Участък №2		Разлика във вариантите
	Обем на откривката, млн.м ³	Разходи за откривка, млн.€	Обем на откривката, млн.м ³	Разходи за откривка, млн.€	
1-3,5	0,6	2.47	3,12	14.56	-12.09
3,6-7,0	1,09	4.88	2,34	9.36	-4.48
7,1-10,5	1,15	5.01	1,68	7.42	-2.41
10,6-14,0	1,48	6.32	0,97	3.22	3.1
14,1-17,5	3,9	17.34	0,11	1.46	15.88
Над 17,5	8,22	36.02	8,22	36.02	0
%	100				

Анализът на данните от таблица 4.4. показва, че производителността на открития рудник по минна маса намалява почти пет пъти в сравнение с варианта на последователно отработване на двата участъка в находището, което позволява да се съкратят през първите три години 12,09 млн.€ Аналогични резултати се получават през втория и третия етап на разработване.

Изводи към четвърта глава:

1. Предложеният метод за оптимизиране границите на открит рудник при разработване на находище със сближени рудни тела дава възможност да се реализира етапно изземване на откривката и рудата. Етапът се характеризира с това, че по време на неговото функциониране в работната зона се формира временен неработен борд с ъгъл на откоса близък до ъгъла на борда на открития рудник в края на експлоатационния срок. По този начин се формира временна граница на рудника. Този подход позволява да се отложи във времето изземването на откривката за по-нататъшен период.

2. Ако два участъка от открития рудник се разработват с една и съща скорост на удълбаване, то се предполага че отделните етапи са също с еднаква дълбочина. По време на работа в първия участък със скорост на удълбаване по-ниска от тази във втория участък, дълбочината на следващия етап на разработване е относително по-голяма от тази през текущия етап и е необходимо да бъде по-малка от отношението на квадратите на скоростта на удълбаване на втория участък към скоростта на удълбаване в първия участък.

3. Ако в находището съществува ситуация, при която в първия участък отработването се извършва със скорост на удълбаване по-висока от скоростта на удълбаване във втория участък, то дълбочината на следващия етап не трябва да превишава отношението на квадратите на скоростта на удълбаване на първоначалния участък към скоростта на удълбаване на втория участък в рудника.

4. При разработването на всеки следващ етап се увеличава дълбочината и неминуемо нараства срока за отработване на новия период, което текущият коефициент на откривка остава постоянен.

5. При приетата дисконтова норма (7%), възвръщаемостта на първоначалните инвестиции се постига през първите три години. Чистият дисконтиран доход от приетия инвестиционен проект е 17 млн. € за 17,5 години.

6. Относителната икономическа ефективност се изразява в съкращаване на първоначалните инвестиции за сметка на намалените количества откривка.

7. През първите два-три периода от разработването на находището могат да се определят с по-висока точност устойчивите ъгли на бордовете на рудника, бортовото съдържание качествена характеристика на рудата и технологията за нейното преработване и следователно да се установят оптималните граници на открития рудник.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Въз основа на резултатите от научните изследвания могат да се направят следните по-важни изводи и препоръки:

1. Проектирането на открити рудници неминуемо е свързано с определяне на крайните граници. Литературната справка показва, че се използват редица методи и подходи, които могат да се обособят в няколко групи: базисни (конвенционални методи), софтуерно обезпечени (базирани на математически модели и алгоритми) и комбинирани методи. За оптимизиране на границите на открит рудник в настоящата разработка са приложени и трите подхода с оглед на изключване възможността от допускане на грешки при моделиране на условията на разработване.

2. Въз основа на разработени варианти на типови схеми за отработване на конкретно рудно находище чрез разделянето му на етапи се установи, че стойността на общата нетна осъвременена печалба от реализацията на проектните решения зависи от експлоатационния коефициент на откривка и дълбочината на съответния етап на разработване.

3. Определена е значимостта на технологичните и икономическите фактори върху рационалната дълбочина на етапа на разработване в зависимост от коефициента на еластичност. Определянето на коефициента на еластичност позволи да се подредят посочените фактори по степен на значимост, от най-значимите към по-малко значимите.

4. Доказано е, че определянето на оптималната последователност на въвеждане на участъците при разработването на стръмнотпадащи находища и интензивността на тяхното отработване следва да се извърши въз основа на анализ на кумулативните графици $V=f(P)$ според критерия за минимален коефициент на откривка.

5. Установено е, че календарният план на развитие на откривните и добивните работи при разработване на находища без разделяне на етапи като правило се характеризира с един основен период на експлоатация с детерминирана производителност по полезно изкопаемо и по откривка. В случая ако находището се разработва на етапи, то тогава календарният график ще има стъпаловидна форма, която ще съответства на броя на пространствените етапи на развитие на минните работи в рудника.

6. Доказано е, че продължителността на етапа на реконструкция в рудника, се изразява в разширяване на един или няколко участъка от борда на открития рудник, определя се интервала от време от началото на работа по погасяване на борда до създаването на всяко едно стъпалата работни площадки с минимална широчина. В случая при поетапното разработване, минните работи при уширяване на работните площадки се извършват през целия срок на експлоатация на рудника с изключение на първия етап и периода на доотработване (затихване на минните работи).

7. Доказано е, че максималната дълбочина през първия етап е ограничена от експлоатационния коефициент на откривка през втория етап, който не трябва да превишава коефициента на откривка през третия етап или граничния коефициент на откривка за двата етапа на разработване.

8. Предлагания метод за отработване на находище с два сближени участъка позволява да се реализира поетапно изземване на запасите руда. Етапът се характеризира с това, че по време на неговата експлоатация се формира временен неработен борд с ъгъл на откоса близък до ъгъла на борда на рудника в края на неговото разработване, т.е. в крайните граници. По този начин в рудника се формира временен контур. Този подход позволява да се изместят във времето откривните работи да се извършват на по-късен етап.

9. При отработването на два участъка с една и съща скорост на удълбаване на минните работи се допуска една и съща дълбочина на разработване през отделните етапи. По време на работа в първия участък със скорост на удълбаване по-ниска от тази във втория участък, дълбочината на следващия етап на разработване е относително по-голяма от тази през текущия етап и е необходимо да бъде по-малка от отношението на квадратите на скоростта на удълбаване на втория участък към скоростта на удълбаване в първия участък.

10. Ако в находището съществува ситуация, при която в първия участък отработването се извършва със скорост на удълбаване по-висока от скоростта на удълбаване във втория участък, то дълбочината на следващия етап не трябва да превишава отношението на квадратите на скоростта на удълбаване на първоначалния участък към скоростта на удълбаване на втория участък в рудника..

11. При разработването на всеки следващ етап се увеличава дълбочината и неминуемо нараства срока за отработване на новия период, което текущият коефициент на откривка остава постоянен.

12. При приетата дисконтова норма (7%), възвръщаемостта на първоначалните инвестиции се постига през първите три години. Чистият дисконтиран доход от приетия инвестиционен проект е 17 млн. € за 17,5 години.

13. Относителната икономическа ефективност се изразява в съкращаване на първоначалните инвестиции за сметка на намалените количества откривка.

14. През първите два-три периода от разработването на находището могат да се определят с по-висока точност устойчивите ъгли на бордовете на рудника, бортовото съдържание качествена характеристика на рудата и технологията за нейното преработване и следователно да се установят оптималните граници на открития рудник.

15. Резултатите от дисертационната работа могат да бъдат използвани при проектиране и планиране на минните работи при разработване на стръмнозападащи находища с удължена в план форма на рудничното поле.

16. По-нататъшните изследвания ще бъдат насочени към оценка на метода за отработване на рудни находища на етапи с помощта на триизмерно моделиране на временния неработен борд, а също така към използването на невронни технологии с цел повишаване достоверността и ефективността на приетите решения чрез въвеждането на голям брой допълнителни икономически и миннотехнически параметри.

ОСНОВНИ НАУЧНИ И НАУЧНО-ПРИЛОЖНИ ПРИНОСИ

Научната и научно-изследователската работа, свързана с разработването на настоящия дисертационен труд, както и постигнатите резултати дават основание да се посочат следните по-важни научни и научно-приложни приноси:

1. Определена е степента на влияние на технологичните и икономическите показатели върху рационалната дълбочина на открития рудник при разработване на стръмнозападащи находища, респ. оптималните граници на открития рудник в зависимост от коефициента на еластичност.

2. Обоснован е метод и критерии за оценка на технико-икономическата ефективност на приетите решения за оптимизация на границите на открити рудници при разработване на стръмнозападащи находища на етапи.

3. Систематизирани са оптималните условия за прилагане на типови схеми на отработване на стръмнозападащи находища по етапи.

4. Обоснована е методика за построяване на календарен план за отработване на отделни участъци в условията на стръмнозападащи сближени находища.

5. Предложени са софтуерни инструменти за експресна оценка на проектни решения за оптимизиране границите на открити рудници по технико-икономически показатели.

6. Разработен е модел за технико-икономическа оценка на варианти за открито разработване на стръмнозападащи находища за изземване на златосъдържащи руди.

7. Разработена и апробирана е методика за сравнение на варианти за отработване на открити рудници на етапи и методика за календарното планиране на развитието на минните работи с използването на временен неработен борд за условията на конкретно находище за добив на златосъдържащи руди.

ПУБЛИКАЦИИ ПО ДИСЕРТАЦИЯТА

1. **Зехиров, С.**, Детайлно планиране, средство за постигане на целите с ефективно използване на ресурсите. Пета национална конференция с международно участие „Технологии и практики при подземен добив и минно строителство“, 4 – 7 октомври 2016, Девин България. с.17-23, ISSN 1314-7056

2. **Zehirov, S., D. Kaykov, I. Koprev.** A REVIEW OF COMBINING OPEN-PIT AND UNDERGROUND MINING METHODS AROUND THE WORLD. JOURNAL OF MINING AND GEOLOGICAL SCIENCES, Vol. 60, Part II, Mining, Technology and Mineral Processing, 2017, p.17-20, ISSN 2535-1184

3. **Джобов, И., С. Зехиров.** Определяне на крайните граници на рудник чрез програмата Wittle (за условията на златно рудно находище). Proceedings of the XIV INTERNATIONAL CONFERENCE OF THE OPEN AND UNDERWATER MINING OF MINERALS, 03 – 07 JULY 2017, VARNA, BULGARIA, pp.260-266, ISSN 2535-0854

ИСПОЛЗВАНА ЛИТЕРАТУРА В АВТОРЕФЕРАТА

1. Адамов, В., С. Проданов. (2009). Инвестиции. АИ "Ценов", Свищов, с.536.
2. Андросов А. (1991). Развитие технологии реконструкции глубоких карьеров Якутии. Новосибирск: Наука, 1991. с. 103
3. Косолапов, А., А. Токаренко. (2010). Особенности технологии доработки округлых крутопадающих месторождений. Киберлинк, Семинар 17, с.274-284.
4. Курленя, М., М. Медведев, Ю. Колдырев, В. Кисляков. (2008). Технология разработки нижней части карьерного поля с внутренним отвалообразованием на крутопадающих месторождениях. Киберлинк, Семинар 14, с.214 – 223.
5. Наговицын, О. (2018). Концепция и методы формирования горногеологической информационной системы. (ГГИС MINEFRAME), Апатиты. Диссертация доктор наук 2018, с.339.
6. Решетняк, С., Н. Аврамова. (2012). Развитие техники и технологии безвзрывной разработки горных пород на карьерах. Горная техника, №1, с. 2–8.
7. Ржевский, В. (1985). Открытые горные работы. Москва, Недра, с. 430.
8. Секисов, Г., В. Алексеев. (2017). Проектирование карьеров. Издательство ТОГУ. с.146, ISBN 978-7389-2442-2.
9. Трубецкой, К. (2001). Проектирование карьеров: Учеб. для вузов: 2-е издание, переработанное и дополненное. Москва: Издательство Академии Горных Наук, с. 519.
10. Христов, С. (2013). Технологични и геомеханични проблеми при проектиране и експлоатация на открити рудници и кариери. София: МГУ, pp. 207-232.
11. Чебан, А. (2015). Совершенствование технологий открытой разработки месторождений с использованием карьерных комбайнов и отвалообразователей. Записки горного института. Техника, с. 23–27.
12. Шешко Е. Ф., В. Ржевский. (1958). Основы проектирования карьеров. Москва : Углетехиздат, 1958.
13. Шпанский, О., Д. Лигоцкий, Д. Борисов. (2003). Проектирование границ открытых горных работ. Санкт-Петербургский государственный горный институт, с.92.
14. Burmistrov, K. (2018). Validation of open pit stage design in the transition periods of mining at steeply dipping mineral deposits, Mining Informational and Analytical Bulletin. – 2018, №6 – pp. 20-28.
15. Chandran, B., D. Hochbaum. (2009). A computational study of the pseudoflow and push-relabel algorithms for the maximum flow problem, Operations Research, 57 (2): pp. 358-376.
16. Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning. 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 2001, pp. 117–121.
17. Díaz, A., I. Álvarez, C. Fernández, A. Krzemień, F. Rodríguez. (2021). Calculating ultimate pit limits and determining pushbacks in open-pit mining projects. Resources Policy, Volume 72, August 2021, <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2021.102058>.
18. Dimitrakopoulos, R., Stochastic. (2011). Optimization for Strategic Mine Planning: A Decade of Developments, J. of Min. Sci., 2011, vol. 47, no. 2, pp. 138–150.
19. Djilani, M. (1997). Interactive open-Pit Design Using Parameterization Techniques, University of Leeds, 1997.

20. Espinoza, D., M. Goycoolea, E. Moreno, A. Newman. (2013). MineLib: A Library of Open Pit Mining Problems, *Annals of Operations Research*, 2013, vol. 206, no. 1, pp. 93–114.
21. Hay, E., Nehring, M., Knights, P., and Kizil, M.S. Determining the optimal orientation of ultimate pits for mines using fully mobile in-pit crushing and conveying systems. *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy DOI* <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/104-252-1/2019>
22. Hochbaum, D. (2001). A new-old algorithm for minimum-cut and maximum-flow in closure graphs. *Networks*, 37 (4), pp.71-193.
23. Hochbaum, D. (2008). The Pseudoflow Algorithm: A New Algorithm for the Maximum-Flow Problem. *Operations research*, doi 10.1287/xxxx.0000.0000, 0000 *Inform*s, pp.1-29.
24. Huttagosol, P., R. Cameron. (1992). A Computer Design of Ultimate Pit Limit by Using Transportation Algorithm, *Proc. of the 23rd APCOM Symp.*, Tucson, Arizona, 1992, pp. 443–460.
25. Jamshidi, M., M. Osanloo. (2018). UPL Determination of Multi-Element Deposits with Grade Uncertainty Using a New Block Economic Value Calculation Approach. *Journal of Mining & Environment*, Vol.9, No.1, 2018, pp. 61–72.
26. Javadzadeh, S., M. Ataee-pour, V. Hosseinpour. (2019). Modeling Optimum Mining Limits with Imperialist Competitive Algorithm. *Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection - MPES 2018*, pp. 197–211.
27. Jelvez E., N. Morales, J. M. Ortiz. (2022). Stochastic Final Pit Limits: An Efficient Frontier Analysis under Geological Uncertainty in the Open-Pit Mining Industry. – *Mathematics*, 10, (1), 100.
28. Kennedy, B. (1990), *Surface Mining*, 2nd Edition. SME, p.1206.
29. Khodayari, A. (2013). A New Algorithm for Determining Ultimate Pit Limits Based on Network Optimization, *Int. J. of Min. & Geo-Eng.*, 2013, vol. 47, no. 2, pp. 129–137.
30. Koprev, I, Bosnev, S., D. Kaykov. (2018). Analysis of the essential factors determining the efficiency of the design for the development of an open-pit mine. *Proc. of XXV World Mining Congress*, Astana, Kazakhstan, 19-22 June, 2018.
31. Koprev, I., S. Asenovski. (2018). Different Timescale Optimization of Open Pit Mining. *Comptes rendus de l'Académie bulgare des Sciences*, Volume 71 Issue №8, 2018.
32. Köse, H., T. Malli, C. Pamukcu. (2015). Determination of Optimum Production Capacity and Mine Life Considering Net Present Value in Open-Pit Mining at Different Overall Slope Angles, *Acta Montanistica Slovaca*, 2015, vol. 20, no. 1, pp. 62–70.
33. Marcotte, D., J. Caron, (2013). Ultimate Open Pit Stochastic Optimization, *Computers & Geosciences*, 2013, vol. 51, pp. 238–246.
34. Muir, D. (2004). Pseudoflow, New Life for Lerchs-Grossmann Pit Optimisation. *Ore-body Modelling and Strategic Mine Planning*, Perth Australia, Volume: Spectrum Series, Volume 14, pp. 97-104.
35. Nikolov, I., L. Svilenov, M. Vasileva, P. Petrov, I. Vasilev. (2019). Opređeljane na ikonomičeskite granici, proektirane I optimizirane na otkriti rudnici, chrez spetsializiran minen softuer "Hexagon Mining", "MINEPLAN3D", vnedren za rabota v usloviyata na rudnik "Elatsite. In: *Proceedings of the XVI International Conference of the open and underwater mining of minerals*, 03-07 June, 2019, Varna, Bulgaria, ISSN 2535-0854, 123-131 (in Bulgarian).
36. Nogholi, M., A. Alah. (2015). *Optimization of Open Pit Mine Block Sequencing*, Queensland University of Tech Nology, 2015.

37. Órdenes, J., N. Toro , A. Quelopana, A. Navarra. (2022). Data-Driven Dynamic Simulations of Gold Extraction Which Incorporate Head Grade Distribution Statistics. *Metals*, 2022, 12, 1372, p.24.
38. Poniewierski, J. (2017). Pseudoflow explained. A discussion of Deswik Pseudoflow Pit Optimisation in Comparison to Whittle LG Pit Optimisation, pp. 1-10.
39. Poniewierski, J. (2018). Guidelines and considerations for open pit designers, Deswik, Delivering mining efficiency, march, 2018, pp. 1-16.
40. Poniewierski, J. (2020). Pseudoflow explained. A discussion of Deswik Pseudoflow Pit Optimization in comparison to Whittle LG Pit Optimization, pp. 1-10.
41. Schroder, D. (1999). Large surface miners – applications and cost calculations. Krupp Fordertechnik GmbH, Essen, Germany, February. pp. 1-6.
42. Souza, F. (2018). Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity. *REM - International Engineering Journal* 2018, v. 71, n. 1, 97-104. Formulations for open pit production scheduling. – *Journal of Mining Science*, 47, (3), 338–359.
43. Zhao, Y. (1992). Algorithms for Optimum Design and Planning of Open-Pit Mines, University of Arizona.
44. <https://miningmath.com/docs/knowledgebase/formattingdata/datasets/> (Last accessed on 30th June 2023)
45. <https://miningmath.com/how-global-is-your-mining-optimization/>