

**УНИВЕРЗИТЕТ „ГОЦЕ ДЕЛЧЕВ“ – ШТИП
ФАКУЛТЕТ ЗА ПРИРОДНИ И ТЕХНИЧКИ НАУКИ
Институт за рударство**

СТОЈАНЧЕ МИЈАЛКОВСКИ

**ОПТИМИЗИРАЊЕ НА СТЕПЕНОТ НА ИСКОРИСТУВАЊЕ НА РУДНИТЕ
РЕЗЕРВИ ПРИ ПОДЗЕМНА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА МЕТАЛИЧНИ РУДНИ
НАОГАЛИШТА**

- ДОКТОРСКА ДИСЕРТАЦИЈА -

Штип, јуни 2015 година

Комисија за оценка и одбрана

Претседател: д-р Дејан Мираковски, вонреден професор
Факултет за природни и технички науки
Универзитет „Гоце Делчев” - Штип

Член: д-р Зоран Десподов, редовен професор
Факултет за природни и технички науки
Универзитет „Гоце Делчев” - Штип

Член: д-р Витомир Милиќ, редовен професор
Технички факултет во Бор
Универзитет во Белград

Член: д-р Зоран Панов, редовен професор
Факултет за природни и технички науки
Универзитет „Гоце Делчев” - Штип

Член: д-р Благој Голомеов, редовен професор
Факултет за природни и технички науки
Универзитет „Гоце Делчев” - Штип

Научно подрачје: Техничко-технолошки науки

Научно поле: Рударство

Научна област: Експлоатација на неслоевити наоѓалишта

Датум на одбрана:

Датум на промоција:

ПОСВЕТА ИЛИ БЛАГОДАРНОСТ

Просторот кој вообичаено се користи за кратка најава на содржината на трудот го користам за да им се заблагодарам на професорите и останатите колеги кои на своевиден начин помогнаа оваа докторска дисертација да ја добие својата завршна форма.

Посебна благодарност сакам да му изразам на мојот ментор, почитуваниот проф. д-р Зоран Десподов, чија несебична помош и залагање ги надмина рамките на вообичаена соработка при изработка на трудови од ваков ранг и кој има огромен придонес во моето целокупно научно и стручно усвршување.

Исто така, голема благодарност им изразувам и на членовите на Комисијата, проф. д-р Зоран Панов и проф. д-р Дејан Мираковски, за нивната стручна помош, совети и сугестиии за постигнување на подобри резултати.

На крајот, посебна благодарност и почит сакам да изразам до мојата фамилија, за трпението и моралната поддршка што ми ја дадоа при изработката на докторската дисертација.

ОБЈАВЕНИ ТРУДОВИ

1. **Stojanče Mijalkovski**, Zoran Despodov, Dejan Mirakovski, Marija Hadži-Nikolova, Nikolinka Doneva:

Primena kompjuterskog programa GIS u svrhu čuvanja i obrada informacije o podzemnim rudarskim objektima, III Simpozijum sa međunarodnim učešćem "RUDARSTVO 2012", Zlatibor, 2012.

2. Николинка Донева, Зоран Десподов, Марија Хаџи Николова, **Стојанче Мијалковски**:

Функционална зависност на трошоците при изработка на хоризонтални рударски простории, Шесто стручно советување „Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини”, ЗРГИМ, Штип, 2012.

3. Николинка Донева, Зоран Десподов, Марија Хаџи-Николова, **Стојанче Мијалковски**:

Влијанието на структурните карактеристики на карпестиот материјал врз трошоците за изработка на хоризонтални рударски простории, година VI, број 6 „Природни ресурси и технологии”, Универзитет „Гоце Делчев”, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2012.

4. Dejan Mirakovski, Marija Hadži-Nikolova, Zoran Panov, Zoran Despodov, **Stojance Mijalkovski**:

Miner's exposure to Carbon Monoxide and Nitrogen Dioxide in underground metallic mines in Macedonia, Conference for Occupational Safety and Hygiene – SHO2013, Portugal, Guimaraes, 14-15 February 2013.

5. **Stojanče Mijalkovski**, Zoran Despodov, Dejan Mirakovski, Marija Hadži-Nikolova, Nikolinka Doneva, Borče Gocevski:

Upotreba samohodne elektro-hidraulične bušilice u procesu proizvodnje rudnika оlova i cinka „SASA“, IV Simpozijum sa međunarodnim učešćem "RUDARSTVO 2013", Veliko Gradište – Srebrno Jezero, 2013.

6. **Stojance Mijalkovski**, Zoran Despodov, Dejan Mirakovski, Marija Hadži-Nikolova, Nikolinka Doneva, Borče Gocevski:

Mining method selection for deeper parts of "Svinjareka" ore deposit – "SASA" mine, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013.

7. Zoran Despodov, Dejan Mirakovski, **Stojance Mijalkovski**, Vanco Adjiski, Borče Gocevski:

Opportunities for repairing the unloading bunker on shaft Golemareka – SASA mine, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013.

8. Nikolinka Doneva, Marija Hadži-Nikolova, Dejan Mirakovski, **Stojance Mijalkovski**:

Construction of horizontal mining facilities through schist's massive, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013.

9. Стојанче Мијалковски:

Најважни показатели кои имаат влијание врз искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата кај методата со подетажно зарушување, Македонско рударство и геологија, број 23, ЗРГИМ, Скопје, 2013.

10. Stojance Mijalkovski, Zoran Despodov, Cvetan Gorgievski, Goran Bogdanovski, Dejan Mirakovski, Marija Hadzi-Nikolova, Nikolina Doneva:
Modern geodesy approach in underground mining, Volume VII, No 7 "Natural resources and technology", University "Goce Delcev", Faculty of natural and technical sciences, Stip, 2013.

11. Zoran Despodov, Dejan Mirakovski, Stojance Mijalkovski:

Methodology for selection of the most convenient ore transportation system in regard to the environmental protection, The International Journal of Transport & Logistics, ISSN 1451-107X, Volume 13 FBERG, Kosice, Slovakia, 2013.

12. Zoran Despodov, Stojance Mijalkovski, Vanco Adziski, Zoran Panov:

Selection of Belt Conveyors Drive Units Number by Technical - Economical Analysis, Applied Mechanics and Materials, Main Theme: Research, Production and Use of Steel Ropes, Conveyors and Hoisting Machines, Volume 683 (2014) pp 189-195, Trans Tech Publications, Switzerland, 2014.

13. Стојанче Мијалковски, Зоран Десподов, Дејан Мираковски, Марија Хаци-Николова:

Избор на начинот за отворање на рудни наоѓалишта за подземна експлоатација, Шесто стручно советување „Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини”, ЗРГИМ, Радовиш, 2014.

14. Дејан Ивановски, Зоран Десподов, Стојанче Мијалковски:

Придонес на нонел системот за иницирање во квалитетот на изработка на хоризонтални рударски простории во рудникот за олово и цинк „САСА”, Шесто стручно советување „Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини”, ЗРГИМ, Радовиш, 2014.

15. Стојанче Мијалковски, Зоран Десподов, Дејан Мираковски, Марија Хаци-Николова, Николинка Донева:

Методологија за изработка на економска оценка за утврдување на оправданоста за експлоатација на рудно наоѓалиште, година VIII, број 8 „Природни ресурси и технологии”, Универзитет „Гоце Делчев”, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2014.

16. Николинка Донева, Марија Хаци-Николова, Стојанче Мијалковски, Гојтан Сирачевски:

Компаративна анализа на технологиите за изработка на ускопи во рудниците за подземна експлоатација, година VIII, број 8 „Природни ресурси и технологии”, Универзитет „Гоце Делчев”, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2014.

ОПТИМИЗИРАЊЕ НА СТЕПЕНОТ НА ИСКОРИСТУВАЊЕ НА РУДНИТЕ РЕЗЕРВИ ПРИ ПОДЗЕМНА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА МЕТАЛИЧНИ РУДНИ НАОГАЛИШТА

Краток извадок

Во оваа докторска дисертација е разработено оптимизирањето на степенот на искористување и осиромашување на рудните резерви при подземна експлоатација на металични рудни наоѓалишта.

Детално е разработен конкретен практичен пример за рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 во Рудникот „САСА“ и притоа се одредени оптималните вредности за коефициентот на искористување (загуби) и осиромашување на рудата. Оптимизацијата е извршена со примена на нето сегашната вредност. Подетално се објаснети позначајните параметри за даденото рудно наоѓалиште, технолошките и економските параметри. Детално се разработени вкупните трошоци кои настануваат и приходите кои се остваруваат при експлоатацијата на наоѓалиштето, врз основа на кои е извршена и оптимизацијата за коефициентот на искористување (загуби) и осиромашување на рудата.

Клучни зборови: подземна експлоатација, рудни резерви, подетажна метода на откопување со зарушување, оптимизација, искористување, осиромашување, загуби, трошоци, приходи, нето сегашна вредност, интерна стапка на враќање.

OPTIMIZING OF THE RECOVERY OF ORE RESERVES FOR UNDERGROUND MINING OF METAL ORE DEPOSITS

Abstract

In PhD thesis is elaborated optimizing level of ore reserves exploitation and depletion in underground mining of metal ore deposits.

Specific practical example of the "Svinja Reka" ore deposit are detail elaborated on the interval between horizons XIVb and 830 in "Sasa" mine and thus are certain optimum values of the utilization coefficient (coefficient of losses) and the ore depletion. Optimization is performed using the net present value. Important parameters for a given ore deposit, technological and economic parameters are detail elaborated. Total costs and revenues that are realized during deposit exploitation are detail elaborated and based on which the optimization on the utilization coefficient and the depletion of the ore is performed.

Keywords: *underground mining, ore reserves, sublevel caving, optimization, recovery, dilution, losses, costs, revenue, net present value, internal rate of return.*

СОДРЖИНА

1.	ВОВЕД.....	1
1.1.	Дефинирање на научниот проблем.....	1
1.2.	Предмет и цел на научното истражување.....	3
2.	АНАЛИЗА НА ДОСЕГАШНИТЕ НАУЧНИ ИСТРАЖУВАЊА ВО ВРСКА СО ПРОБЛЕМОТ ЗА ОПТИМИЗИРАЊЕ НА СТЕПЕНОТ НА ИСКОРИСТУВАЊЕ НА РУДНИТЕ РЕЗЕРВИ ПРИ ПОДЗЕМНА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА РУДНИ НАОГАЛИШТА.....	4
3.	ОПШТИ ПРИНЦИПИ ЗА ТЕХНИЧКО-ЕКОНОМСКИТЕ ПАРАМЕТРИ КАЈ МЕТОДИТЕ ЗА ОТКОПУВАЊЕ.....	6
3.1.	Опис за настанувањето на искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата.....	6
3.2.	Економски последици од искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата.....	11
3.3.	Начини за одредување на показателите за искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата.....	15
3.3.1.	<i>Одредување на показателите на искористувањето (загубите) и осиромашувањето со лабораториски истражувања.....</i>	19
3.3.1.1.	Анализа за влијанието на поединечните параметри кај методата со подетажно зарушување.....	20
3.3.1.2.	Подинска или крошинска подготовка.....	32
3.3.1.3.	Влијание од појавата на негабаритни парчиња во одминираната руда.....	33
3.3.1.4.	Неправилности при изведување на процесот за дупчење на мински дупчотини.....	35
3.3.1.5.	Проблеми при изведување на минирањето.....	36
3.3.2.	<i>Одредување на показателите на искористувањето (загубите) и осиромашувањето при откопувањето со геодетски мерења на волуменот на неоткопаната и откопаната руда.....</i>	43
4.	МЕТОДОЛОГИЈА ЗА ОПТИМИЗАЦИЈА НА ИСКОРИСТУВАЊЕТО (ЗАГУБИТЕ) НА РУДАТА.....	49
4.1.	Геолошки параметри на рудното наоѓалиште.....	51
4.1.1.	<i>Рудни резерви.....</i>	51
4.1.1.1.	Класификација на рудните резерви.....	51
4.1.1.2.	Категоризација на рудните резерви.....	52
4.1.1.3.	Границна содржина на корисните компоненти....	54
4.2.	Технолошки параметри.....	54
4.2.1.	<i>Одредување на произведен капацитет на рудник според "Taylor's Law".....</i>	54
4.2.2.	<i>Одредување на произведен капацитет на рудник преку регресивна анализа "Mosher at al".....</i>	55
4.2.3.	<i>Параметри на технолошкиот процес на преработка на минералните сировини.....</i>	55
4.2.3.1.	Подготвка (концентрација) на минералните сировини.....	56
4.2.3.2.	Технолошки показатели во подготвоката на минералните сировини.....	59
4.2.3.3.	Металуршка и други видови на преработка.....	63

4.3.	Економски параметри.....	64
4.3.1.	Основни карактеристики на инвестирањето.....	64
4.3.2.	Трошоци на работењето, цени и калкулации.....	66
4.3.3.	Трошоци за производство на руда.....	67
4.3.4.	Вредност на тонот копана руда.....	68
4.3.5.	Цени на металите на берзата.....	69
4.3.6.	Приходи, расходи, утврдување и распоредување на резултатите од работењето.....	70
4.3.7.	Пресметка на нето сегашна вредност (NPV).....	72
4.3.8.	Метод на стапка на интерен повраток (IRR).....	73
5.	ВЕРИФИКАЦИЈА НА МЕТОДОЛОГИЈАТА ЗА ОПТИМИЗАЦИЈА НА ИСКОРИСТУВАЊЕТО (ЗАГУБИТЕ) ПРИ ПОДЗЕМНО ОТКОПУВАЊЕ НА КОНКРЕТНО РУДНО НАОГАЛИШТЕ ВО РУДНИКОТ „САСА”.....	75
5.1.	Опис на објектот.....	75
5.2.	Дефинирање на проблемот.....	76
5.3.	Геолошки рудни резерви.....	76
5.3.1.	Начин на истражување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....	76
5.3.2.	Рудни резерви.....	76
5.4.	Одредување на производниот капацитет на рудникот.....	80
5.4.1.	Одредување на производниот капацитет на рудникот според “Taylor’s Law”.....	80
5.4.2.	Одредување на производниот капацитет на рудникот според регресивната анализа на “Mosher at al”.....	80
5.4.3.	Оптимален производен капацитет на рудникот.....	81
5.4.4.	Капацитет на откопите.....	81
5.5.	Отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ за подземна експлоатација на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....	82
5.5.1.	Технички опис на објектите за отворање и разработка.....	85
5.5.1.1.	Главна извозно-сервисна рампа (ГИСР).....	85
5.5.1.2.	Продолжување на Поткоп 830 кон север до границата на оруднувањето.....	88
5.5.1.3.	Рекапитулација на трошоците за отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....	91
5.5.2.	Технички опис на постоечките објекти за отворање на Рудникот „САСА“ кои ќе бидат во функција на извозот на рудата произведена од подлабоките делови во ревир „Свиња Река“.....	92
5.5.2.1.	Ходник на хоризонт XIVb.....	92
5.5.2.2.	Извозен нископ.....	92
5.5.2.3.	Слепо извозно окно.....	92
5.6.	Разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....	93
5.6.1.	Хоризонтални објекти за разработка на новите производни хоризонти.....	93
5.6.1.1.	Опис и технологија за изработка на хоризонталните објекти за разработка.....	93
5.6.1.2.	Предмер на објектите за хоризонтална разработка.....	95
5.6.2.	Вертикални и коси објекти за разработка на новите хоризонти.....	95

5.6.2.1.	<i>Опис и технологија за изработка на вертикални и коси објекти за разработка.....</i>	95
5.6.2.2.	<i>Предмер на објектите за разработка по вертикалa.....</i>	96
5.6.3.	<i>Економски параметри за изработка на објектите за разработка.....</i>	96
5.6.4.	<i>Рекапитулација на трошоците за разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	101
5.7.	<i>Откупување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	102
5.7.1.	<i>Метода за откупување на рудното наоѓалиште.....</i>	102
5.7.1.1.	<i>Избор на метода за откупување.....</i>	102
5.7.1.2.	<i>Опис на откопната метода.....</i>	102
5.7.1.3.	<i>Принцип на откупување.....</i>	107
5.7.1.4.	<i>Рекапитулација на трошоците за откупување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	114
5.8.	<i>Транспорт на ископината добиена од рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	115
5.8.1.	<i>Главен транспорт на руда и јаловина на хоризонт XIVb-990.....</i>	117
5.8.2.	<i>Главен транспорт на руда и јаловина на хоризонт 830</i>	117
5.9.	<i>Вкупни трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	120
5.10.	<i>Приходи од експлоатацијата на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	123
5.10.1.	<i>Вредност на 1 тон руда.....</i>	123
5.11.	<i>Економска оценка за оптимизација на искористувањето и осиромашувањето при експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.....</i>	133
5.11.1.	<i>Методолошки пристап.....</i>	133
5.11.2.	<i>Извори на финансирање.....</i>	133
5.11.3.	<i>Готовински текови.....</i>	135
6.	ИНТЕРПРЕТАЦИЈА НА ДОБИЕНИТЕ РЕЗУЛТАТИ ОД НАУЧНОТО ИСТРАЖУВАЊЕ.....	138
7.	ЗАКЛУЧОЦИ И ПРЕПОРАКИ ЗА ПОНАТАМОШНИ ИСТРАЖУВАЊА..... КОРИСТЕНА ЛИТЕРАТУРА (REFERENCES).....	143
		147

ПРИЛОЗИ

- ПРИЛОГ 1: Динамички план за разработка на наоѓалиштето „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830
- ПРИЛОГ 2: Динамички план за производство на наоѓалиштето „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830
- ПРИЛОГ 3: Флотациско искористување на рудата произведена од Рудникот „САСА“
- ПРИЛОГ 4: Извештаи за готовинските текови

1. ВОВЕД

1.1. Дефинирање на научниот проблем

Имајќи го предвид фактот дека геолошките резерви на корисни минерални сировини во светот од ден на ден сè повеќе се намалуваат поради сè поголемата побарувачка за метални, неметални и енергетски минерални сировини, а која пак е резултат на сè поголемиот економски раст на државите Кина, Индија, Русија, Бразил и др. и фактот дека минералното богатство е необновливо, проблемот за рационално искористување на геолошките рудни резерви при експлоатацијата е проблем кој никогаш не губи од своето значење и секогаш ќе биде актуелен.

Подземната експлоатација на минералните сировини во близка и подалечна иднина ќе се остварува во влошени услови за експлоатација на рудните наоѓалишта поради постојаното опаѓање на содржината на металот во рудата, поместување на експлоатационите работи на сè поголеми длабочини и зголемување на инвестициските и производните трошоци.

Со цел да има економична експлоатација и во наведените влошени услови е неопходно да се решат редица техничко-технолошки проблеми. Еден од проблемите на којшто му се придава најголемо значење е технологијата на откупување, а потоа и преработката на рудата. Заради подобрување на технологијата за производство на 1 t метал е потребно да се остварат одредени истражувања за:

- усвршување на технологијата за добивање на руда со истовремено намалување на трошоците за добивање;
- зголемување на искористувањето на рудата со минимално осиромашување;
- усвршување на технолошките процеси на флотациската концентрација и металуршката преработка, со цел зголемување на искористувањето на металите од рудата и намалување на трошоците за преработка;
- изнаоѓање на технологија за преработка на комплексни концентрати, посебно оние што имаат поголеми количини на штетни примеси (As, Hg и др.);
- усвојување и усвршување на технологиите за добивање на придружните метали во рудата и др.

При разгледување на проблемот за рационално искористување на рудните резерви по вредност се користи, главно, еден поедноставен показател кој тргнува од тоа дека се ставаат во одреден однос добиената вредност содржана во ровната руда и вредноста содржана во билансните резерви.

Овие содржини на корисните компоненти, односно минералните сировини кои се валоризираат, најчесто се одредуваат со хемиски анализи во хемиските лаборатории кои работат во состав на рударските претпријатија.

Исто така, при одредувањето на степенот на искористување на геолошките резерви од рудното наоѓалиште е важен односот на откопаните рудни маси и рудните маси содржани во билансните геолошки рудни резерви. За одредување на овие маси досега се применуваат класични методи (мерење на површини со планиметри, пресметка на зафатнини преку апроксимација на

закривени површини со збир од правилни геометриски тела итн.) кои не ја поседуваа потребната точност и притоа се јавуваа одредени грешки кои индиректно имаат влијание врз точноста за пресметка на степенот на искористување при откупувањето на рудните резерви. На ова може да се додаде и ангажирањето на големиот број на аналитичари и зголемениот број на работни часови за извршување на работите.

Поради овие негативни фактори денес сè поголема примена за побрза и поточна пресметка на откопаните површини и зафатнини се користи компјутерската графика. Таа, иста така, е многу поволна за визуелна претстава на рудните тела и рударските објекти најчесто во 3D, каде што многу добро може да се согледа просторната разместеност на сите објекти и откопи во еден подземен рудник.

Меѓутоа, степенот или коефициентот на искористување на рудните резерви при подземното откупување треба освен од рударско-геолошките фактори да се одреди и врз основа на останатите фактори, како што се технолошките и економските фактори. Така пресметаниот степен на искористување на рудните резерви во едно наоѓалиште обично се нарекува оптимален степен на искористување на рудата.

Непосредно воведување на откопната метода „ин сито“ врз основа на искуството на некое слично наоѓалиште не се препорачува, бидејќи се губи доста време и средства додека се дојде до соодветни параметри на откопната метода. Најбрзо и најевтино одредување на техничко-економските параметри на откопната метода е преку лабораториски испитувања на модели, а во денешно време масовна примена има компјутерското моделирање и компјутерската симулација. Меѓутоа, во пазарната економија многу е значајно предвид да бидат земени и економските параметри со цел да се оствари економично работење на рударското претпријатие.

Во посебниот дел од докторската десертација е извршена оптимизација на степенот на искористување на геолошките резерви во рудното наоѓалиште „Свиња Река“ врз основа на технолошките фактори (флотациско искористување, металуршко искористување и сл.) и економските фактори (цени на металите на светските берзи, трошоци на експлоатација и сл.). Посебна актуелност дадениот проблем добива во условите на преминот на пазарен начин на стопанисување, што значи дека сите рудници мора да работат рентабилно, односно да остваруваат добивка. Таквите услови на стопанисување можат да станат причина за нерационално искористување на рудните резерви од наоѓалиштето (селективно откупување на богатите делови на рудните наоѓалишта, зголемување на загубите на руда, оставање на рудните резерви формирани во сложени рударско-геолошки услови итн.). Од тие причини треба да се најде начин или методологија според која може да се утврди оптималниот степен на искористување на рудните резерви, кој ќе ги земе предвид разновидните конкретни рударско-геолошки, технички, технолошки и економски услови за експлоатација на наоѓалиштето.

Точната пресметка на степенот на искористување на геолошките рудни резерви при откупувањето со соодветна технологија е значајно и при изборот на откопната технологија за нови рудни наоѓалишта или делови од постојните рудни наоѓалишта.

Од горенаведеното може да се заклучи дека докторската десертација ќе има огромно значење од научен аспект, бидејќи ќе биде предложена научно поткрепена методологија за оптимизација на степенот на искористување на

геолошките рудни резерви од одредено рудно наоѓалиште врз основа на економски параметри, но и од практичен аспект поради нејзината апликативност во рудниците со подземна експлоатација на металични минерални сировини.

1.2. Предмет и цел на научното истражување

Предмет на научното истражување во оваа докторска десертација е процесот на подземна експлоатација на рудни наоѓалишта за металични минерални сировини.

Цел на оваа докторска десертација е предлагање на научна методологија за одредување на оптимален степен на искористување на геолошките рудни резерви при подземна експлоатација на металични минерални сировини, применета и верифицирана на примерот на рудното наоѓалиште за олово и цинк „Свиња Река”, во Рудникот „САСА”.

2. АНАЛИЗА НА ДОСЕГАШНИТЕ НАУЧНИ ИСТРАЖУВАЊА ВО ВРСКА СО ПРОБЛЕМОТ ЗА ОПТИМИЗИРАЊЕ НА СТЕПЕНОТ НА ИСКОРИСТУВАЊЕ НА РУДНИТЕ РЕЗЕРВИ ПРИ ПОДЗЕМНА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА РУДНИ НАОГАЛИШТА

Проблемот на оптимизирање на техничко-економските параметри при методите за подземно откопување бил предмет на научно истражување на голем број научници во светот и кај нас.

Особено е голем бројот на публикувани и непубликувани научни и стручни трудови во кои се презентирани резултатите од истражувањата на степенот на искористување и осиромашување на рудата кај откопните методи.

Во нашата рударска наука се значајни истражувањата на **Урош Аритоновски (1984)**, кој во својата докторска дисертација на тема „*Придонес во утврдувањето на техничко-економската оправданост за замена на откопната метода со заполнување на откопаниот простор, со методата подетажно зарушување, кај жичните рудни лежишта со мала моќност и поголем пад, со посебен осврт на олово-цинковото лежиште 'Злетово'*“ извршил оптимизација на степенот на искористување на рудата при откопување на жични наоѓалишта со помош на модели на сличност. Во обемните експерименти што ги извршил тој добил различни вредности на овие параметри при промена на следниве откопни параметри: паден агол на рудните жици, висина на подетажите и дебелина на појасот на минирање. Оптимален степен на искористување при различни вредности на степенот на осиромашување на рудата добил за следниве вредности на откопните параметри на подетажната метода:

- паден агол на рудната жица = 80° ;
- висина на подетажата = 6 m;
- дебелина на појасот на минирање = 1,2 m.

Симеон Ивановски (1986) во рамките на својата докторска дисертација на тема „*Придонес во одредувањето на параметрите за методата подетажно зарушување, со експериментални испитувања на модели од техничко-економски аспект, за рудни тела со благ пад и поголема моќност, со посебен осврт на оловно-цинковото лежиште 'Свиња Река'*“ извршил оптимизација на степенот на искористување на рудата при откопување на дебели рудни тела и благ пад со помош на модели на сличност. Врз основа на многубројните експериментални испитувања тој ја утврдил функционалната зависност помеѓу степенот на искористување и степенот на осиромашување и успеал да добие оптимални вредности за овие техничко-економски показатели при откопувањето со подетажна метода со зарушување, а при следниве откопни параметри:

- висина на подетажата = 7,5 m;
- дебелина на појасот на минирање = 1,5m;
- агол на рамнината на минирање = 90° .

Живорад Миличевик (1981) публикувал голем број трудови во кои ги презентирал резултатите од неговите научни истражувања кои се однесуваат на одредување на параметрите на истекување на рудата и оптимизирање на степенот на искористување и осиромашување при методата на подетажно

зарушување за подземно откупување на дебели рудни наоѓалишта за производство на бакар. Посебен научен придонес имаат неговите научни трудови каде што се одредуваат економските последици за работењето на рудникот како резултат на намалениот степен на искористување и зголемениот степен на осиромашување на рудата.

Којдик Р. (1991) извршил обемни научни истражувања со цел да се одредат најповолните параметри на откопните методи од техничко-економска гледна точка. Истражувањата ги извршил во рамките на неговата докторска дисертација со наслов „*Прилог кон одредувањето на најповолните параметри на откопните методи, од техничко-економски аспекти, во услови на експлоатација на бакарното лежиште Бор на големи длабочини*“.

Витомир Милиќ (1996) во рамките на својата докторска дисертација со наслов „*Истражување на основните параметри на новите методи за полуутажно принудно зарушување за откупување на длабоките делови на Борското лежиште*“ извршил обемни истражувања и дал свој научен придонес при одредувањето на параметрите кај полуутажните методи за принудно зарушување на рудата и соседните карпи.

J. Elbrond (1994) во научниот труд со наслов „*Економски ефект на загубите на руда и осиромашувањето*“ публикуван во списанието CIM Bulletin, кое го издава канадскиот Институт за рударство, металургија и нафта, квалитетно ја опишува прогресивноста на загубите на руда и степенот на осиромашување во одреден рударскиот проект тргнувајќи од геолошкото моделирање па сè до преработката на сировините. Тој развиил едноставен теоретски модел за нето сегашна вредност на наоѓалиште. При оптимизирање се применети различни степени на загуби на руда и осиромашување и притоа заклучил дека со зголемување на трошоците за добивање на метал и зголемување на загубите на метал во зависност од загубите на руда и осиромашувањето на рудата доаѓа до намалување на нето сегашната вредност.

Hamid Djelloud (1997) во рамките на научните истражувања што ги реализирал при изработката на магистерскиот труд со наслов „*Анализа на економското влијание од осиромашувањето и загубите на резервите на рентабилноста на рудниците*“, работен на Универзитетот Лавал (Канада), разработил неколку сценарија за да го одреди влијанието на осиромашувањето и загубите на рудните резерви врз економските параметри на рудниците, меѓу кои се: трошоците, нето сегашната вредност, годишниот профит и др.

R. C. Stewart (2005) во докторската дисертација со наслов „*Минимизирање на осиромашувањето во рудници со тенки жици*“ со примена на нумеричко моделирање одредил оптимална широчина на откопот со минимално осиромашување при методата за откупување со долги мински дупки на тенки рудни жици.

Nihat Soyer (2006) во рамките на истражувањата реализирани во склоп на магистерскиот труд со наслов „*Одреден пристап за пресметка на осиромашувањето и искористувањето/загубите при проценка на минералните резерви на Рудникот 'Cayeli', Турција*“. Тој предложил нова методологија за пресметка на степенот на искористување/загуби и осиромашување на рудата со примена на 3D-софтвер за условите во Рудникот за бакар и цинк „Cayeli“.

3. ОПШТИ ПРИНЦИПИ ЗА ТЕХНИЧКО-ЕКОНОМСКИТЕ ПАРАМЕТРИ КАЈ МЕТОДИТЕ ЗА ОТКОПУВАЊЕ

3.1. Опис за настанувањето на искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата

Загубите, односно искористувањето и осиромашувањето на рудата се многу значајни показатели скоро кај сите методи на одкопување. Загубите на рудата од една страна ја намалуваат ефикасноста на експлоатацијата со нерационално користење на природните богатства на наоѓалиштето, зголемувајќи ги притоа трошоците за експлоатација поради зголеменото учество на трошоците за отворање, разработка и подготовкa за откопување, додека пак осиромашувањето на рудата се карактеризира со нечисто откопување, односно зафаќањена придружните карпи, јаловината или јаловина од засип, со што се предизвикува намалување на содржината на металот во рудата. Третирањето на поголема количина на јаловина заедно со рудата, односно рудната маса, предизвикува зголемување на трошоците во целокупниот синџир за третман на рудата од товарењето во откопот до конечната преработка.

Кaj дадени примероци кои се разгледувани се појавуваат загуби и осиромашување на рудата, кои се многу различни и се менуваат кај различни методи на откопување [8, 26, 47, 53]. Во принцип, загубите на рудата се делат на две основни категории:

- загуби на руда оставени во различни заштитни столбови (околу просториите за отворање, некои значајни рударски објекти, а најчесто под различни површински објекти: населби, значајни историски објекти, патишта, железнички пруги, водотеци и друго);
- загуби на руда предизвикани од методата на откопување.

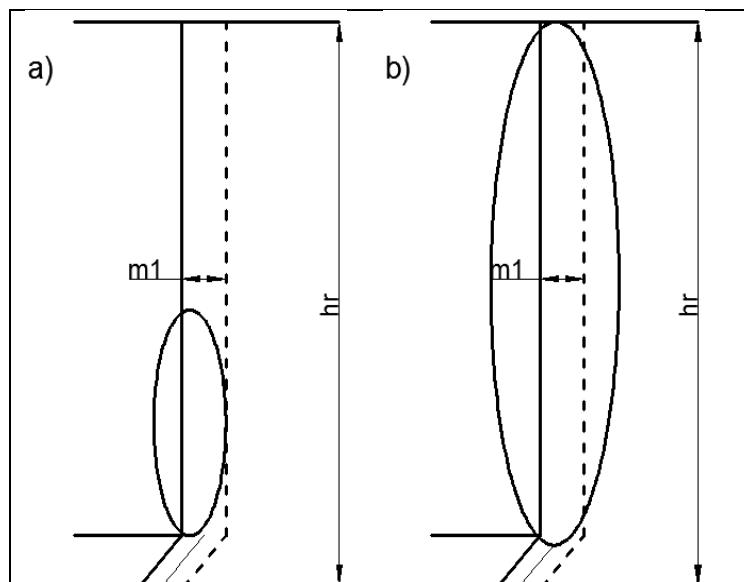
Загубите од првата група можат геометриски да се дефинираат и да се пресметаат нивните количини. Загубите на руда предизвикани од методата на откопување честопати се изразуваат со процентуално учество во однос на утврдените рудни резерви во наоѓалиштето или откопниот блок.

Загубите зависат од: видот на наоѓалиштето, неговата моќност и регуларноста на простирање по правецот на протегање и падот, карактерот на контактот со придружните карпи и видот на методата на откопување. Во оваа дисертација се разгледувани загубите кои се јавуваат кај методата на откопување со зарушување на рудата.

Методата на откопување со зарушување на рудата се карактеризира со заемна врска помеѓу загубите и осиромашувањето, која во овој случај е обратнопропорционална. Кај наоѓалишта со мала моќност загубите можат да бидат предизвикани од неможноста за следење на контурата на наоѓалиштето, што може да биде и причина за појава на осиромашување на рудата. Меѓутоа, во овој случај се разгледува, пред сè, експлоатацијата на моќни рудни наоѓалишта, кај кои загубите и осиромашувањето на рудата се јавуваат првенствено во процесот на истекување на одминираната руда или само во зарушената руда.

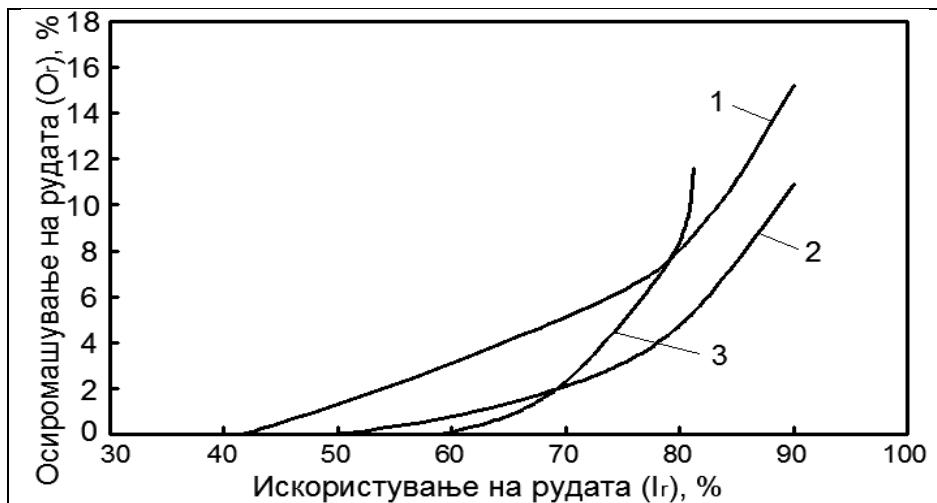
Во процесот на истекување на одминираната руда најпрвин истекува соодветна количина (често и преку 50%) на чиста руда, а потоа доаѓа до мешање со соседната зарушена јаловина, која е на контактите со појасот на зарушената руда. Доколку порано се престане со истекување на рудата, осиромашувањето на рудата ќе биде помало, но загубите ќе бидат поголеми. Со цел да има поголемо искористување на рудата, а намалување на нејзините загуби, се продолжува со истекувањето, осиромашувањето на рудата сè повеќе се зголемува и тоа според експоненцијална зависност. Во тоа е суштината на претходно наведената обратна пропорционалност на загубите и осиромашувањето на рудата.

Овие промени се посебно изразени кај методата со подетажно зарушување со члено товарање, односно истекување на одминираната руда, што е сликовито прикажано на слика 3.1. и слика 3.2 [53]. Количината на чиста руда одговара со зафатнината на критичниот елипсоид, кој го допира вертикалниот контакт на одминираната руда со зарушената јаловина. При истекување на рудата од граничниот елипсоид, чијашто висина одговара на висината на појасот на одминираната руда, се зафаќа одредена количина на јаловина која може и аналитички да се дефинира. Притоа се познати основните законитости за истекување на рудата. Врз големината на осиромашувањето на рудата најголемо влијание има односот на моќноста на појасот за минирање и неговата висина, при што одредено влијание има и начинот на товарење на рудата, т.е. длабочината на зафаќање со утоварната корпа по косината на рудата во подетажниот ходник.



Слика 3.1. Промена на осиромашувањето на рудата во функција од искористувањето за различни моќности на одминирана руда (моделски опит): **a)** критичен елипсоид на истекување од кој истекува чиста руда; **b)** граничен елипсоид на истекување при кој се зафаќа руда од целата висина на појасот на одминираната руда

Figure 3.1. Change of the dilution of ore in function of utilization for different thickness of the mined ore (model test): **a)** critical leakage ellipsoid of pure ore leakage; **b)** limit leakage ellipsoid that cover ore from the whole belt of mined ore



Слика 3.2. Дијаграм за промена на осиромашувањето во зависност од искористувањето на рудата: 1 - при моќност на појасот на одминираната руда $m_1=7\text{cm}$, 2- при $m_1=8\text{cm}$, 3- при $m_1=9\text{cm}$.

Figure 3.2. Diagram of dilution changing depending on the ore utilization: 1 - thickness of mined ore belt $m_1=7\text{cm}$, 2 - on $m_1=8\text{cm}$, 3- on $m_1=9\text{cm}$

Осиромашување на рудата настанува и во текот на откопувањето. Од оваа гледна точка постојат два вида на осиромашување на рудата и тоа планирано и непланирано осиромашување на рудата (Scoble and Moss, 1994), шематски е прикажано на слика 3.3 [66, 68]. Во продолжение се објаснети нивните извори за настанување.

Планирано осиромашување:

- “внатрешно” осиромашување кое го претставуваат јаловински делови и вклучените падни компоненти, кои не можат ефикасно да се издвојат како јаловина при откопувањето;
- “проектирано” осиромашување - кога јаловински материјал се откопува со цел да се зачува геометријата на откопите;
- “кровинско” осиромашување - кога при откопувањето се зафаќа дел од кровинската руда помеѓу два подолжни откопи или некоја послаба руда помеѓу попречните откопи;
- “подинско” осиромашување - кога при откопувањето се зафаќа дел од подинската руда која честопати е со послаб квалитет.

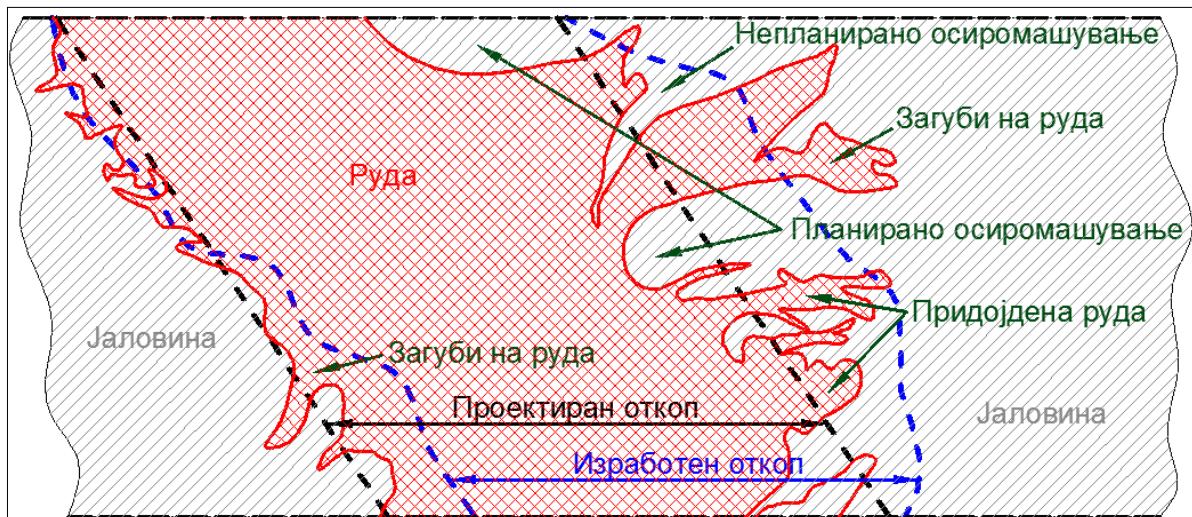
Непланирано осиромашување:

- “дополнително” осиромашување од бочните страни, односно од соседните откопи, кое настанува како последица од секундарни или терцијални откопи и од претходно напуштени примарни или секундарни откопи;
- “површинско” осиромашување е осиромашување кое настанува како последица од нестабилните карпести сидови, предизвикано од минирањето во откопите.

Постојат различни методи за пресметување на осиромашувањето. Некои поважни обрасци за пресметка на осиромашувањето се дадени во продолжение (Pakalnis, Poulin и Hadjigeorgiou, 1995):

$$\text{Осиромашување} = \frac{\text{Јаловина}}{\text{Руда}} \cdot 100 \quad (3.1)$$

$$\text{Осиромашување} = \frac{\text{Јаловина}}{\text{Руда} + \text{Јаловина}} \cdot 100 \quad (3.2)$$



Слика 3.3. Планирано и непланирано осиромашување
Figure 3.3. Planned and unplanned dilution

На слика 3.4 е даден редоследот на загубите и осиромашувањето што настапува во почетната фаза т.е. дефинирањето на контурите на рудното наоѓалиште, па сè до добивањето на концентратот како последна фаза [23]. Од редоследот може да се забележи дека постојат значителни загуби и осиромашувања, односно само мал дел од рудата станува концентрат.



Слика 3.4. Редослед на загуби и осиромашување
Figure 3.4. The sequence of losses and dilution

3.2. Економски последици од искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата

Появата на загубите и осиромашувањето на рудата предизвикува значајни економски последици, кои можат да се изразат со натурални и вредносни показатели. Притоа мора да се има предвид дека овие показатели не можат во целост да се избегнат во пракса, па поради тоа како главна задача се поставува прашањето како да се одредат нивните оптимални вредности [8, 17, 47, 53, 61, 63, 66].

Загубите на рудата ги предизвикуваат следните неповолни последици:

- Поради зголемени загуби, односно намалено искористување на рудата, доаѓа до зголемување на производните трошоци за добивање на рудата, бидејќи се зголемени направените трошоци за истражување, отворање и разработка, подготовкa и откупување, па единичната цена за добивање на 1t руда е поголема;
- Големите загуби на руда значат и намалување на добивката на рудникот, што се постигнува со производство на секој тон добиена руда, при што големината на неостварената добивка зависи од вредноста на добиената руда;
- Со загубите доаѓа до намалување на рудните резерви во наоѓалиштето или рудното тело, односно поради намалување на искористувањето на рудата е потребно во текот на годината за остварување на годишното производство на руда да се откопа поголем дел од наоѓалиштето;
- Поради брзото намалување на рудните резерви се намалува и векот на рудникот, поради што се зголемуваат амортизационите трошоци, а со тоа се зголемуваат и трошоците за добивање на 1t руда;
- Намалените рудни резерви предизвикуваат, исто така, брзо слегнување во длабочина или премин кон откупување на рудните резерви во понеповолни услови за експлоатација, а со тоа и дополнително зголемување на трошоците;
- Од истите причини се појавува потреба порано да се вложат инвестициски средства за отворање на пониските хоризонти;
- Намалувањето на векот за експлоатација на наоѓалиштето предизвикува и порано ангажирање на нови инвестициски средства за отворање на нови наоѓалишта или рудни тела со цел за обезбедување на континуитет во производството;
- Доколку поради зголемените загуби на рудата дојде до намалување на производството на руда, доаѓа до намалување на приходот на рудникот, намалување на искористувањето на опремата и вградениот капацитет (на транспортот, извозот, преработката и друго) изразени во однос на добиена чиста руда.

Кaj методите со подетажно и блоковско зарушување на рудата, поголемите загуби на руда имаат и одредени позитивни влијанија кои се гледаат во следното [3, 8, 26, 53, 61]:

- Зголемените загуби на рудата овозможуваат намалено осиромашување на рудата, што има значително позитивно влијание врз трошоците за понатамошниот третман на рудата;

- Доаѓа до зголемување на искористувањето на металот во флотацијата и намалување на трошоците за преработка;
- Се зголемува квалитетот и вредноста на концентратот како конечен продукт на рудникот;
- При промена на методата за откопување, на пример при премин од селективно во масовно откопување, или при примена на методи кои овозможуваат примена на продуктивна механизација, зголемените загуби на рудата можат да бидат предизвикани од зголемената продуктивност и зголеменото производство, со цел да се постигнуваат пониски трошоци за добивање на руда во однос на претходно применуваната метода на откопување.

Появата на осиромашување на рудата, исто така, има значајни економски последици, кои на сличен начин како кај загубите на рудата можат да имаат негативен и позитивен економски ефект.

Неповолните ефекти од појавата на осиромашување на рудата се однесуваат на следното [3, 8, 26, 53, 61]:

- Поради мешање на јаловината со чистата руда доаѓа до намалување на содржината на металот во добиената руда, односно рудната маса, поради што за добивање на одредена количина метал е потребно да се откопа, транспортира и преработи поголема количина на рудна маса, што значајно ги зголемува производните трошоци и единичните трошоци кои се однесуваат на цената за добивање на 1t концентрат или метал;
- Од истите причини доаѓа до зголемување на поединечните трошоци за транспорт, извоз и преработка на рудата;
- Поради третманот на поголема количина на рудна маса се намалува искористеноста на инсталираните капацитети во однос на чистата руда, што значи дека за производство на иста количина чиста руда мора да се вградат и користат поголеми капацитети за транспорт, извоз и преработка, а тоа предизвикува зголемување на вложувањата за инсталација на тие капацитети и набавка на опрема;
- Доаѓа до влошување на економските показатели при преработка на рудата: производност, продуктивност, а се намалува и вредноста на производот, односно концентратот поради намалување на искористеноста на металот и намалување на содржината на металот во концентратот.

Зголеменото осиромашување на рудата има и позитивни ефекти, кои се согледуваат во следното:

- При ист физички обем на производство, зголеменото осиромашување на рудата предизвикува продолжување на векот за експлоатација на наоѓалиштето и намалување на неповолните влијанија врз фиксните трошоци;
- При експлоатација на наоѓалиштата побогати со руда, зголеменото осиромашување на рудата овозможува зголемено искористување, односно намалени загуби, а со тоа и зголемени вкупни добивки од произведената руда;
- При преминот од селективно кон масовно откопување, зголеменото осиромашување на рудата се надоместува со зголемување на производството и продуктивноста на работата, благодарејќи на

зголемената механизираност на процесот за откупување, со што се намалуваат трошоците за добивање на рудата.

Очигледната сложеност од загубите и осиромашувањето на рудата ја наметнува потребата од нивно внимателно разгледување и одредување на нивните оптимални големини. Притоа, економскиот ефект за производство на руда и трошокот за добивање на 1t руда зависи од вредноста на рудата и од фактот дека сите рудни наоѓалишта можат да се поделат во три групи [53].

Во првата група спаѓаат наоѓалиштата со вредна руда, чие откупување се врши со изразена економичност и рентабилитет, што значи дека секој тон добиена руда овозможува значителна добивка. Зголемувањето на загубите на рудата од таквите наоѓалишта предизвикува намалување на добивката на рудникот, што е особено значајно при откупување на наоѓалишта со ограничени, односно помали рудни резерви. Зголемувањето на осиромашувањето на рудата при откупување на такви наоѓалишта влијае на зголемувањето на трошоците за добивање и преработка на рудата, но тоа зголемување во ниеден случај не ја води во прашање економичноста и рентабилноста на производството.

Во втората група спаѓаат наоѓалиштата со средно вредна руда, при што производството на руда се остварува економично и рентабилно во одредени, оптимални услови на експлоатација. Зголемувањето на загубите на рудата предизвикува намалување на добивката рамномерно со количините на изгубената руда и добивката којшто се остварува од секој тон произведена руда. Големите загуби на рудата можат да предизвикаат такво зголемување на трошоците за експлоатација (поради зголемување на трошоците за отворање, разработка и подготовкa, трошоците за откупување, како и амортизационите трошоци), така што вкупните трошоци ќе ја надминат вредноста на откопаната руда, со што се постигнува негативна економичност при откупувањето и се доведува во прашање корисноста за понатамошната експлоатација. На сличен начин и зголемувањето на осиромашувањето на рудата може да предизвика такво зголемување на трошоците за добивање и преработка на рудата, и во тој случај се доаѓа во услови на неекономично откупување. При експлоатација на такви наоѓалишта мора многу внимателно да се одреди вредноста на оптималните загуби и осиромашувањето на рудата, односно нивниот оптимален однос, при којшто може да се обезбеди позитивно работење, односно минимална добивка од експлоатацијата на рудата. Неповолна околност е тоа што и цената на металот на светската берза може да има негативно влијание, голем пад на цената може да предизвика производство на рудникот во областа на негативно работење.

Во третата група спаѓаат рудни наоѓалишта со сиромашна руда, чијашто експлоатација се изведува на границата на рентабилноста или дури со одредени загуби кои можат да бидат покриени со позитивните резултати од експлоатацијата на други наоѓалишта или рудни тела во кругот на еден рудник или, пак, на пример од поволни производни резултати од површинско откупување, доколку се врши комбинирано-површинско и подземно откупување на наоѓалиштето. При откупување на такви наоѓалишта загубите на рудата немаат голем негативен ефект, бидејќи се губи руда која не донесува добивка или дава минимална добивка од 1t добиена руда. Наспроти тоа, зголеменото осиромашување на рудата предизвикува понатамошно зголемување на трошоците за добивање и преработка на рудата, што значително ги влошува и

онака неповолните економски резултати од подземното одкупување. Таквите наоѓалишта мора да се откопуваат „што почисти“, по цена на зголемување на загубите на рудата, а тоа подразбира дека експлоатацијата ќе се врши во наоѓалишта со големи рудни резерви, коишто ќе обезбедат долг век на експлоатација и покрај зголемените загуби на рудата.

Описаните последици од појавата на загубите и осиромашувањето на рудата можат да се искажат и со соодветни вредносни показатели, со кои вредносно се искажува предизвиканата штета, односно економските загуби од загубите на секој неоткопан тон руда или од секој тон зафатена јаловина со којашто се осиромашува добиената руда. Одредувањето на економските штети не е секогаш едноставно од причина што овие две појави се често меѓусебно поврзани, односно меѓусебно зависни што во секој случај е присутно кај методите за откупување со зарушување на рудата. Од друга страна, постојат случаи, како што е претходно споменато, каде што со настанувањето на поголеми загуби или големо осиромашување на рудата се постигнуваат и некои позитивни ефекти, што секако треба да се има предвид. Поради тоа, проблемот за одредување на економските последици, односно штети поради предизвиканите загуби и осиромашувањето на рудата мора да се разгледува во скlop со влијанието на различните економски околности при експлоатацијата на наоѓалиштето на минерални сировини. Економските последици од настанатите загуби и осиромашување на рудата можат да се разгледуваат од следниве гледни точки:

- воведување на нова метода за откупување, со којашто се постигнува поголемо производство и продуктивност при откупувањето;
- воведување на нова техника за откупување, а посебно за товарење и транспорт на одминираната руда;
- примена на соодветни техничко-технолошки мерки за намалување на загубите и осиромашувањето на рудата.

Очигледно е дека во различни случаи може на различен начин да се разгледува оваа проблематика. Кога станува збор за воведување на нова метода за откупување, последиците од загубите и осиромашувањето на рудата можат да се разгледуваат од гледна точка на можноста за зголемување на производството и продуктивноста при откупувањето, а со тоа и добивање на рудата со пониски трошоци. На тој начин може да се компензира одредена економска штета поради извесно зголемување на загубите или осиромашувањето на рудата со новата метода на откупување. На сличен начин влијае и примената на нова техника во процесот на откупувањето. Примената на поголеми товарно-транспортни машини, на пример, овозможува зголемување на производството на методата за откупување и капацитетот за товарење и транспорт на рудата од откопите, но со поголемите машини може да се предизвика и поголемо зафаќање на јаловина, што посебно е изразено при примената на метода за откупување со заполнување. Промена на големината на загубите и осиромашувањето на рудата може да се постигне и со соодветни технички и технолошки мерки, на пример: поставување на патоси во откопите, користење на заштитни плетива, користење на специјални уреди за истекување на рудата (штит), но и со намалување на висината на подетажите или висината на појасот за соборување на рудата (кај наоѓалишта со неправилна контура), зголемување на појасот за минирање и примена на

истекување од повеќе испусни отвори одеднаш, наместо примена на целно истекување на одминираната руда и слично.

Со оглед на тоа што овде се зборува за примена на метода за откопување со зарушување на рудата, економските последици од настанувањето на загубите и осиромашувањето на рудата се разгледуваат првенствено од гледна точка на нивното меѓусебно влијание, при што може да се претпостави постоење на останати оптимални услови или исти услови кај одредени методи за откопување.

3.3. Начини за одредување на показателите за искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата

Постапките за одредување, односно пресметување на показателите за загубите или искористувањето и осиромашувањето на рудата добро им се познати на сите рударски стручњаци коишто се занимаваат со оваа проблематика, но основните постапки за нивното одредување ќе бидат дадени заради појасно дефинирање на проблематиката и применетата метода за пресметување. Големината на искористувањето или загубите на рудата, односно нејзиното осиромашување најчесто се изразува на два вообичаени начини [8, 51, 53]:

- Преку показателите за искористувањето или загубите на рудата, коишто се изразуваат во проценти од добиената или изгубената руда, т.е.:

Искористување на рудата:

$$I_r = \frac{Q_{cr}}{Q_r} \cdot 100 [\%] \text{ или } I_r = 100 - Z_r [\%] \quad (3.3)$$

Загуби на рудата:

$$Z_r = \frac{Q_{zr}}{Q_r} \cdot 100 [\%] \text{ или } Z_r = 100 - I_r [\%] \quad (3.4)$$

- Преку показателите на коефициентот за искористување или коефициентот на загуби на рудата, на сличен начин т.е.:

Коефициент на искористување на рудата:

$$i_r = \frac{Q_{cr}}{Q_r} \text{ [неименуван број]} \quad (3.5)$$

Коефициент на загуби на рудата:

$$z_r = \frac{Q_{zr}}{Q_r} \quad (3.6)$$

Осиромашување на рудата:

$$O_r = \frac{Q_j}{Q_{rm}} \cdot 100 \ [\%] \quad (3.7)$$

Коефициент на осиромашување на рудата:

$$o_r = \frac{Q_j}{Q_{rm}} \quad (3.8)$$

Каде што се:

I_r - Искористување на рудата;

Q_{cr} - Добиена, односно чиста руда;

Q_r - Вкупна количина на руда во наоѓалиштето, односно геолошки резерви;

Z_r - Загуби на рудата;

Q_{zr} - Количина на изгубена руда;

i_r - Коефициент на искористување на рудата;

z_r - Коефициент на загуби на рудата;

O_r - Осиромашување на рудата;

Q_j - Количина на јаловина во рудата;

Q_{rm} - Вкупна количина на рудна маса, односно ровна руда;

o_r - Коефициент на осиромашување на рудата.

Како што се гледа искористувањето на рудата (I_r), односно коефициентот на искористување (i_r) се пресметува од односот на добиената руда за којашто вообичаено се користи терминот "чиста руда" (Q_{cr}) и вкупната количина на рудата во наоѓалиштето или откопниот блок (Q_r), додека загубите на рудата (Z_r), односно коефициентот на загуби на рудата (z_r) се пресметува од односот на количината на изгубена руда (Q_{zr}) и вкупната количина на рудата во наоѓалиштето или откопниот блок (Q_r).

На сличен начин осиромашувањето на рудата (O_r), односно коефициентот на осиромашување (o_r), се пресметува како однос помеѓу количината на јаловина во рудата (Q_j) и вкупната количина на рудната маса (Q_{rm}).

Во пракса овие формули за пресметување на показателите за искористувањето или загубите на рудата, односно осиромашувањето на рудата, ретко се користат, поради постоење на објективни проблеми бидејќи во добиената руда, односно во рудната маса не може точно да се одреди учеството на чиста руда или количината на јаловина. Поради тоа, овие формули можат да се користат најчесто во три случаи:

- При лабораториски истражувања, кога е применета некоја од методите за раздвојување, каде што е можно точно одвојување и мерење на количината на чиста руда и количината на источена јаловина;
- Во конкретни услови при откупување на наоѓалиште, кога со геодетски мерења може точно да се одреди зафатнината на наоѓалиштето којашто е откопана и зафатнината на рудата којашто останала неоткопана (во сигурносните столбови, заштитните плочи и сл.);
- Во пракса, при случаи кога количината на рудата се одредува врз основа на бројот на вагони или товарни лопатки, а постои сигурен податок за резервите на рудата во откопниот блок.

Во двата последни случаја, главно, се работи за примена на методи за откупување кaj коj нема осиромашување на рудата или пак e занемарливо.

Во останатите случаи, а посебно при примена на методата за откопување со зарушување на рудата не постои едноставна можност за да се одреди количината на чиста руда или количината на јаловина, па се применуваат формулите врз база на количината на метал во добиената руда, односно во рудното наоѓалиште или откопниот блок. Тие формули го имаат следниов облик:

- За пресметување на искористувањето на рудата, односно коефициентот на искористување и тоа:

 1. Во случај кога нема осиромашување, односно кога осиромашувањето се врши со јаловина која не содржи метал ($m_j = 0$):

$$i_r = \frac{Q_{rm} \cdot m_1}{Q_r \cdot m} \quad I_r = \frac{Q_{rm} \cdot m_1}{Q_r \cdot m} \cdot 100 \quad [\%] \quad (3.9)$$

$$z_r = 1 - i_r \quad Z_r = 100 - I_r \quad [\%] \quad (3.10)$$

2. Во случај кога осиромашувањето се врши со јаловина, која во себе содржи одредена количина (%) метал (m_j):

$$i_r = \frac{Q_{rm} \cdot (m_1 - m_j)}{Q_r \cdot (m - m_j)} \quad I_r = \frac{Q_{rm} \cdot (m_1 - m_j)}{Q_r \cdot (m - m_j)} \cdot 100 \quad [\%] \quad (3.11)$$

$$z_r = 1 - i_r \quad Z_r = 100 - I_r \quad [\%] \quad (3.12)$$

- За пресметување на коефициентот на осиромашување, односно осиромашување на рудата:

1. Кога во јаловината нема метал:

$$o_r = \frac{m - m_1}{m} \quad O_r = \frac{m - m_1}{m} \cdot 100 \quad [\%] \quad (3.13)$$

2. Кога јаловината содржи одреден процент на метал:

$$o_r = \frac{m - m_1}{m - m_j} \quad O_r = \frac{m - m_1}{m - m_j} \cdot 100 \quad [\%] \quad (3.14)$$

Каде што се:

m – содржина на метал во наоѓалиштето, геолошките резерви, рудното тело или откопниот блок [%];

m_1 – содржина на метал во добиената рудна маса или ровната руда [%];

m_j – содржина на метал во јаловината [%].

Како што е познато, во одредени случаи може да се користи и показател за искористеноста на металот (I_m), кој е еднаков на разликата за осиромашувањето на рудата до 100%, односно: коефициентот на искористување на металот (i_m), кој е:

$$i_m = 1 - o_r, \text{ односно } I_m = 100 - O_r [\%] \quad (3.15)$$

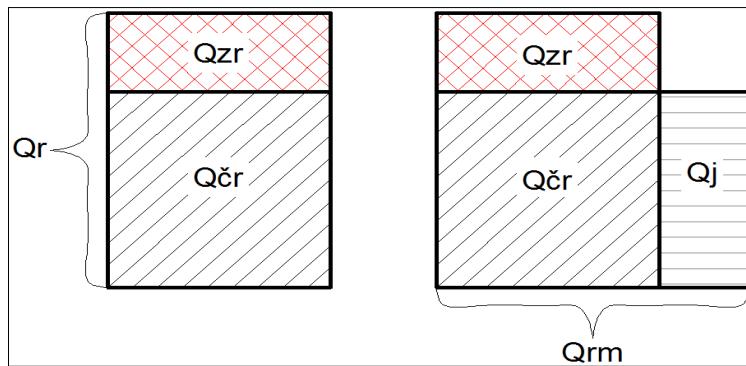
Во случај кога јаловината не содржи метал, коефициентот на искористување на металот се добива од односот на содржината на металот во добиената руда, односно рудната маса и металот во наоѓалиштето, рудното тело или откопниот блок, т.е.:

$$i_m = \frac{m_1}{m}, \text{ односно } I_m = \frac{m_1}{m} \cdot 100 [\%] \quad (3.16)$$

Доколку јаловината содржи одредена количина на метал, тогаш е:

$$i_m = \frac{m_1 - m_j}{m - m_j}, \text{ односно } I_m = \frac{m_1 - m_j}{m - m_j} \cdot 100 [\%] \quad (3.17)$$

На слика 3.5 сликовито се прикажани рудните резерви во даден руден откопен блок.



Слика 3.5. Шематски приказ на откопен блок со рудни резерви „ Q_r “
Figure 3.5. Scheme of mining block with ore reserves “ Q_r ”

Вкупната количина на метал во наоѓалиштето се пресметува според следнава равенка:

$$M = \frac{Q_r \cdot m}{100} [t] \quad (3.18)$$

Вкупната количина на рудата во наоѓалиштето се пресметува на следниов начин:

$$Q_r = Q_{\check{c}r} + Q_{zr} [t] \quad (3.19)$$

Вкупната количина на рудната маса, односно ровната руда се пресметува според следнава равенка:

$$Q_{rm} = Q_{\check{c}r} + Q_j [t] \quad (3.20)$$

Добиената, односно чистата руда може да се пресмета на следниов начин:

$$Q_{\check{c}r} = i_r \cdot Q_r [t] \quad (3.21)$$

Количината на јаловина во рудата се пресметува на следниов начин:

$$Q_j = o_r \cdot Q_{rm} [t] \quad (3.22)$$

Ако во равенката (3.20) за вкупната количина на рудната маса (Q_{rm}) ги заменим вредностите за Q_{cr} (3.21) и Q_j (3.22) ќе добиеме:

$$Q_{rm} = i_r \cdot Q_r + o_r \cdot Q_{rm} [t], \text{ односно} \quad (3.23)$$

$$Q_{rm} - o_r \cdot Q_{rm} = i_r \cdot Q_r$$

$$Q_{rm}(1 - o_r) = i_r \cdot Q_r$$

$$Q_{rm} = \frac{i_r \cdot Q_r}{1 - o_r} [t] \quad (3.24)$$

Ако $Q_{rm} = Q_r$, тогаш ќе го добиеме коефициентот на рудната маса (K_{rm}):

$$K_{rm} = \frac{i_r}{1 - o_r} \quad (3.25)$$

3.3.1. Одредување на показателите на искористувањето (загубите) и осиромашувањето со лабораториски истражувања

Успешната примена на методата за подетажно зарушување во најголема мера зависи од правилниот избор на основните параметри на методата за откопување, од коишто најзначајни се следниве:

- висина помеѓу подетажите;
- растојание помеѓу подетажните ходници на една подетажа;
- моќност на појасот за минирање;
- агол на наклон на појасот за минирање;
- агол на наклон на крајните дупчотини во “лепезата”;
- ширина и висина на подетажниот ходник.

Во пракса, за постигнување на подобри резултати при примена на оваа метода влијание имаат и други фактори, како што се:

- својствата на одминираната руда (гранулометрискиот состав, обликот на парчињата одминирана руда, присуството на честици коишто предизвикуваат лепливост на рудата, влажноста на рудата и др.);
- големината на збивање на рудата при минирањето;
- неправилностите при изведувањето на минирањето;
- применетиот тип на товарно-транспортната или утоварната машина;
- длабочината на заривање на утоварниот орган од утоварната или товарно-транспортната машина;
- брзината на истекување на одминираната руда и др.

При испитување на модели во лабораторија се испитува, пред сè, влијанието на основните параметри за геометријата на методата за откопување, односно параметрите на појасот на одминираната руда. Овие

испитувања се базирани на теоријата за течење на одминираната руда и се вршат врз физички модели на коишто, пред сè, им се обезбедуваат физички сличности со испитуваните големини, а потоа и во мала мера влијанието на кинетичката и динамичката сличност [26, 53].

Моделите се изработуваат во размери од 1:50 до 1:100, а во исклучителни случаи можат да се изработат модели и во поголем размер, најмногу до 1:20. Во исти физички размери се подготвува руда и јаловина со коишто се изведува моделскиот опит.

Со цел за рационална работа при испитувањето на моделите, некои од наведените основни параметри се усвојуваат како познати големини, со што се намалува бројот на испитувани параметри и бројот на минимално потребни опити за добивање на бараните резултати. Така, на пример, практичната примена на методата со подетажно зарушување покажала дека најдобри резултати за истекување на одминираната руда се добиваат кај вертикалниот појас на одминираната руда, при што аглите на крајните дупчотини во "лепезите" се поголеми од 70° . Исто така, и применетата опрема има влијание врз изборот на параметрите на подетажниот ходник, така што и овој параметар се усвојува дека е познат, односно дека се знае типот на товарно-транспортната машина. Посебно внимание при испитувањата е потребно да се посвети за истражување на меѓусебното влијание на основните геометриски параметри на појасот за одминирана руда: висина, ширина и моќност, на показателите за истекување-искористување и осиромашување на рудата. Поради тоа, испитувано е и влијанието врз гранулацијата на одминираната руда, широчината на испусниот отвор (широкината на подетажниот ходник), режимот на истекување и слично.

Претходно веќе кажавме дека осиромашувањето на рудата најмногу е застапено кај групата на методи за откопување со зарушување, додека кај другите методи за откопување скоро нема или е занемарливо мало. Од тие причини во понатамошниот текст ќе биде разгледувано искористувањето (загубите) на рудата кај методата на откопување со подетажно зарушување.

3.3.1.1. Анализа за влијанието на поединечните параметри кај методата со подетажно зарушување

Влијание од гранулацијата на одминираната руда

Испитувањето на гранулацијата на рудата кај моделите со коишто се изведуваат опитите се зема како значаен фактор, па во согласност со тоа на соодветен начин се подготвува рудата, а исто така и јаловината [26, 53]. Гранулацијата на рудата се одредува врз основа на претпоставен гранулометриски состав или дефиниријаниот среден пречник на одминираната руда. Тие се одредуваат врз основа на испитувањата за конкретните природни услови по пат на анализа со фотоснимка за големината на одминираната руда, понекогаш и врз основа на извршените испитувања со просејување низ сита со соодветни отвори.

Средниот пречник на одминираната руда може да се одреди и аналитички врз основа на емпириската зависност базирана врз соодветните истражувања од посебни автори. Така П. С. Миронов ја предложил следнава

постапка за одредување на кумулативната крива за распределба на крупноста со среден пречник:

$$P = \left(1 - e^{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7 \cdot \varphi_e \cdot W \cdot x} \right) \cdot 100, \% \quad (3.26)$$

$$d_{sr} = (k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7 \cdot \varphi_e \cdot W)^{-1}, \text{ m} \quad (3.27)$$

Каде што се:

ϵ - специфична енергија на експлозивот, J/kg;

$k_1 = \sqrt[3]{\frac{3,8 \cdot 10^6}{\rho \cdot c}}$ - коефициент за корекција врз основа на детонационата импеданса на експлозивот;

ρ - густина на експлозивот, kg/m³;

c - детонациона брзина на експлозивот, m/s;

$k_2 = \sqrt{\frac{0,225}{d}}$ - коефициент за корекција со оглед на пречникот на применетиот експлозив;

d - пречник на експлозивното полнење, m;

k_3 - коефициент за корекција со оглед на бројот на слободните површини, а се зема:

$k_3 = 1$ - за една слободна површина;

$k_3 = 2$ - за две слободни површини.

k_4 - коефициент за корекција со оглед на распоредот на минските дупчотини:

$k_4 = 1$ - за паралелен распоред на минските дупчотини;

$k_4 = 0,7$ - за „лепезест“ распоред на минските дупчотини.

k_5 - коефициент за корекција којшто зависи од видот на челото на коешто се минира:

$k_5 = 1$ - за минирање на откопни чела.

k_6 - коефициент за корекција којшто го зема предвид бројот на редови при минирањето:

$k_6 = 1$ - при минирање на повеќе од три реда на мински дупчотини;

$k_6 = 0,81$ - при минирање на помалку од три реда на мински дупчотини.

$k_7 = 0,061 + 4,35 \cdot d$ - коефициент за корекција за зголемување на енергијата задробување во монолитен масив, во однос на дробењето во испушен масив;

φ_e - еталонска константа за дробливост на карпата, којшто зависи од цврстината и испуканоста на карпата (се дава графички);

$W = q \cdot \epsilon$ - потрошувачка на енергија од експлозивот за соодветна зафатнина на одминирана руда, J/m³;

q, ϵ - специфична потрошувачка (kg/m³) и специфична енергија (J/kg) на експлозивот;

x - зададен горен пречник на парчињата до каде што се одредува содржината на фракцијата од нултиот пречник, m.

Средниот пречник на парчињата одминирана руда се одредува од средниот пречник на поединечните класи на крупност, изразени количински или со процентуално учество, на следниов начин:

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot q_i}{q}, \text{ [mm]} \quad (3.28)$$

односно

$$d_{sr} = \frac{\sum d_i \cdot p_i}{100}, \text{ [mm]} \quad (3.29)$$

Каде што се:

d_i - среден пречник за поединечните класи на крупност, mm;

q_i - количина на поединечни фракции, kg;

p_i - процентуална содржина за поединечните класи на крупност, %;

q - вкупна количина на руда, kg.

Врз добиените резултати (искористување и осиромашување на рудата) при истекувањето на одминираната руда од зафатнината на одминираниот појас не влијае само гранулацијата на одминираната руда, туку и гранулацијата на обрушенајата јаловина. Истражувањата покажале дека се погодни условите за истекување кога рудата е ситно издробена при минирањето, а обрушенајата јаловина е со крупна гранулација. Во спротивно, кога рудата е со крупна, а јаловината со ситна гранулација, а посебно ако е сува, при движењето на рудата кон испусните отвори лесно доаѓа до пронирање на ситни честици јаловина помеѓу крупните парчиња руда, па со тоа осиромашувањето значително се зголемува. Најпрвин се појавува во испусниот отвор и интензивно расте со понатамошното истекување, што предизвикува и порано прекинување со истекувањето на рудата. Со тоа се намалува и нејзиното искористување.

Испитувањата коишто биле вршени имале за цел да ги дефинираат параметрите на елипсоидот за точење во зависност од гранулацијата на одминираната руда, односно да се испита влијанието на гранулацијата при истекувањето кај методата со подетажно зарушување. Влијанието на гранулацијата го испитувале повеќе автори, коишто утврдиле и промена на параметрите на елипсоидот за точење во функција од гранулацијата на одминираната руда, без разлика дали за тоа се користи параметар за ексцентрицитет на елипсоидот за точење или коефициентот за издолженост на елипсоидот за точење. Овие два параметри заемно се поврзани со следниов израз:

$$m^2 = \frac{1}{1 - e^2} \quad (3.30)$$

односно

$$e^2 = 1 - \frac{1}{m^2} \quad (3.31)$$

Каде што се:

e - ексцентрицитет на елипсоидот за точење;

m - коефициент за издолженост на елипсоидот за точење според В. В. Куликов.

Од аналитичката геометрија е познат изразот за ексцентрицитет на елипсоидот, коишто се изразува со односот на полуоската на елипсоидот, односно:

$$e^2 = \frac{a^2 - b^2}{a^2} \quad (3.32)$$

односно

$$e = \sqrt{1 - \frac{b^2}{a^2}}$$

Од претходниот израз може да се напише следново:

$$\frac{b^2}{a^2} = 1 - e^2$$

од каде што се добива следново:

$$b^2 = a^2 \cdot (1 - e^2) \quad (3.33)$$

Оваа замена Г. М. Малахов ја користи во својата равенка за претставување на зафатнината на елипсоидот за истекување и растресување.

Спротивно од овој пристап, В. В. Куликов користи коефициент за издолженост на елипсоидот за точење, којшто исто така се претставува со односот на полуоските на елипсоидот за точење, само на друг начин:

$$m = \frac{2 \cdot a}{2 \cdot b} \approx \frac{h}{2 \cdot b} \quad (3.34)$$

Каде што се:

$h \approx 2 \cdot a$ - висина на елипсоидот за точење.

Во својата равенка овој автор го користи и следниот однос:

$$m^2 = \frac{h}{2 \cdot p} \quad (3.35)$$

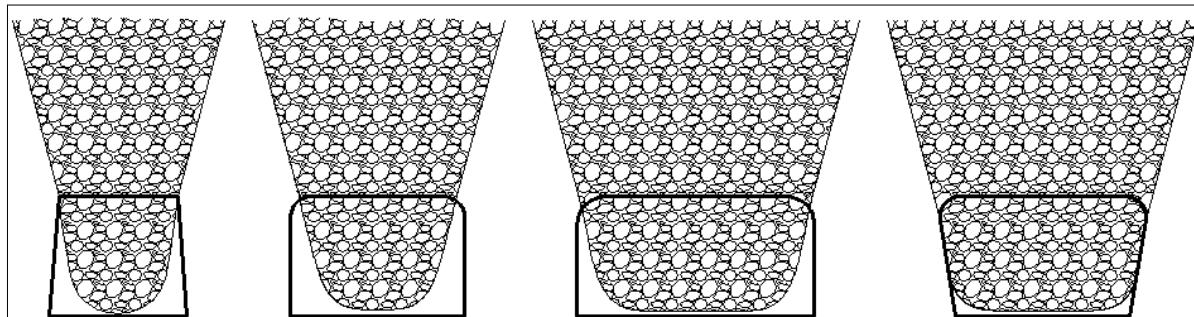
Притоа коефициентот "р" се разгледува преку карактеристиката со којашто се дефинираат физичко-механичките својства на одминираната руда.

Лабораториските испитувања коишто биле вршени покажале дека со поголема промена на параметрите на елипсоидот за точење се јавува мала висина за зафаќање на рудата, а со зголемување на висината на елипсоидот за точење разликата во големината на искористувањето на рудата се намалува (помала е разликата на широчината на елипсоидот за точење, поради тоа што со зголемување на висината на елипсоидот за точење се добива се постабилна форма). При истекување на крупната руда, честопати доаѓа до појава на "заглавување" во испусниот отвор или изнад него, а тоа доведува до деформација на рудниот тек поради големото присуство на негабаритни парчиња. Ако се земе предвид дека доаѓа до голема тешкотија при зафаќањето со утоварната лопата во крупната руда, произлегува заклучокот дека во пракса треба да се оди на подобро уситнување на рудата во процесот на минирање.

Влијание од широчината на подетажниот ходник

Широчината на подетажнот ходник ја одредува широчината на испусниот отвор, преку којшто рудата истекува во процесот на нејзиното товарање [26, 53]. За методата со подетажно зарушување, каде што се применува челно товарање на рудата, карактеристично е постоењето на испусни отвори со значително поголема ширина во однос на широчината на испусните отвори при истекување преку рудна сипка, односно при бочно товарење на рудата. Широчината на ходникот е условена од габаритите на применетата товарно-транспортна машина, која обично има поголема ширина на лопатата, со помош на која се зафаќа скоро целата ширина од косината на рудата во подетажниот ходник. На тој начин во кровот на подетажниот ходник е формиран “испусен отвор” чијашто должина одговара на широчината на ходникот во кровот, а широчината е условена од длабочината на заривање на лопатата во рудата (слика 3.6). Така формираниот “жив тек” на руда преку испусниот отвор и непосредно над него предизвикува формирање на елипсоид за точење којшто има форма на трооскин елипсоид. Ваквата форма е изразена при помала висина на источената руда, додека при поголема висина обликот на елипсоидот сè повеќе се приближува кон обликот на ротациониот елипсоид како стабилна форма.

Лабораториските испитувања коишто биле вршени покажале дека количината на источена руда во поголема мера зависи од промената на висината на источената руда, отколку од широчината на испусниот отвор - подетажниот ходник.



Слика 3.6. Влијание од широчината и обликот на попречниот пресек на подетажниот ходник за формирање на гравитационен тек на рудата (ширина на елипсоидот за точење)

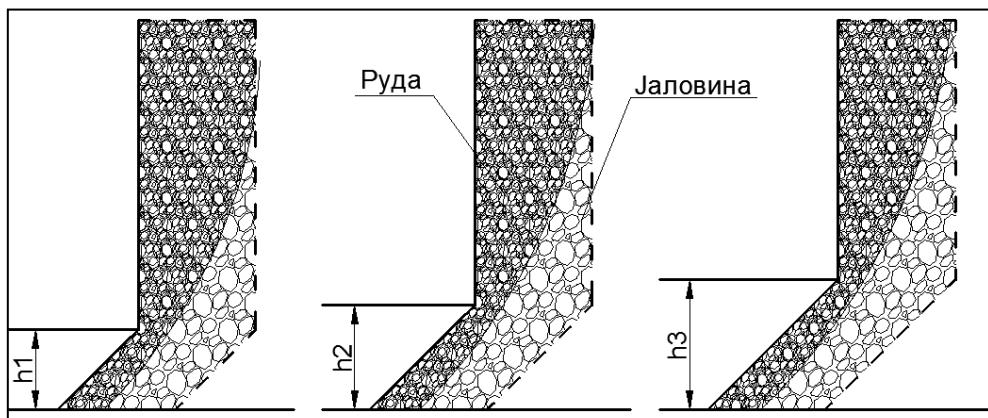
Figure 3.6. Influence of the width and shape of the cross section of sub-bench gallery for formation of the gravitational flow of ore (width of ellipsoid dispensers)

Влијание од висината на подетажниот ходник

Висината на подетажните ходници зависи од обликот на попречниот пресек (трапезен, засводен со висок или низок свод), кој во принцип зависи од механичките карактеристики на рудата [26, 53]. Во пракса висината на ходникот во најголем број случаи е одредена од габаритите на опремата, во овој случај должината на лафетот на машината за дупчење. Висината на ходникот е ретко

помала од 3 м, а за некои типови на машини за дупчење е потребна висина дури поголема од 4 м.

Влијанието на висината на ходникот врз процесот на истекување на одминираната руда, како што е прикажано на слика 3.7, не е многу изразено. Висината на ходникот ја одредува должината на косината на рудата на челото од ходникот, но таа битно не влијае врз промената на широчината на “живиот тек” руда, односно широчината на испусниот отвор.



Слика 3.7. Влијание од висината на подетажниот ходник врз истекувањето на рудата и големината на загубите во долниот дел на појасот на одминираната руда

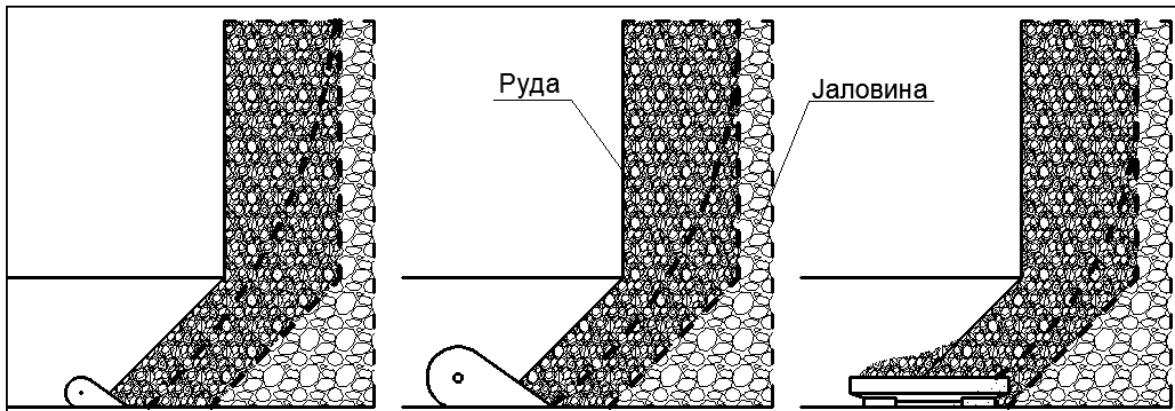
Figure 3.7. Influence of the height of sub-bench gallery on ore flow and size of losses in the lower part of the mined ore

Количината на рудата којашто останува надвор од дофатот на утоварната машина во долниот дел на појасот на одминираната руда, која претставува значаен дел од загубите при членото истекување, исто така битно не се зголемува со зголемувањето на висината на подетажниот ходник. Поради таа причина на овој параметар не е посветено големо внимание и не е бил предмет за посебно истражување. Висината на подетажниот ходник има големо влијание за сигурноста на работењето при дупчење на мински дупчотини и товарење на одминираната руда. Поголемата висина на ходникот, односно должината на косината на рудата на челото од ходникот, предизвикува поголема опасност од можно интензивно истекување на рудата од кровот на ходникот (испусниот отвор), посебно при заглавување на крупни парчиња руда во испусните отвори или непосредно над него. Заглавените негабаритни парчиња се извлекуваат со поткопување на косината со лопатата на утоварната машина, а во моментот на нивното испаѓање доаѓа до интензивно истекување на рудата во подетажниот ходник, што може да ја загрози сигурноста при работењето на работниците за товарење на рудата, но и утоварната машина.

Влијание од длабочината на зафаќање при товарење на одминираната руда

Како што веќе беше кажано за успешно истекување на одминираната руда и широчината на формираниот гравитационен тек, големо значење има

широкината на испусниот отвор формирана во кровот од подетажниот ходник [26, 53]. Оваа ширина (во правец на оската на ходникот) зависи од длабочината на заривање на лопатата од утоварната машина, како што е прикажано на слика 3.8. Притоа најголемо значење имаат големината и обликот на утоварниот орган од машината. Повеќи детали на слика 3.8 прикажува товарење со мала утоварна машина, чијашто мала утоварна лопата и мало заривање на лопатата во рудата, поради малата погонска моќност на машината, предизвикува формирање на мал “жив тек” руда, односно мала ширина на испусниот отвор. Спротивно од тоа, со примена на големи утоварни или товарно-транспортни машини со лопата со поголема зафатница и при поголема моќност на погонскиот мотор се формира гравитационен тек со поголема ширина и длабок зафат на руда со лопатата.



Слика 3.8. Влијание од длабочината на зафаќање со утоварниот орган на утоварната машина врз формирањето на гравитационен тек од одминираната руда

Figure 3.8. Influence of the depth of catchment with loading unit of the loading machine on the formation of gravitational floe of the mined ore

Големата ширина на испусниот отвор предизвикува формирање на елипсоид за течење со поголема ширина, а тоа овозможува добивање на поголема количина одминирана руда, односно соборување на рудата во појасот со поголема моќност.

Во руската литература се среќаваат податоци за примена на вибрациони утоварни механизми при челно истекување на рудата, што е прикажано на третиот детал на слика 3.8. Очигледно е дека во овој случај се формира најширок гравитационен тек, при што зариеноста на утоварниот орган е најголема. За товарење на одминираната руда, вибрационите утоварни механизми не наоѓа голема примена во праксата.

Спротивно од утоварните машини со лопата, утоварните машини со утоварна рака, било да се работи за машини со бочно зафаќање или зафаќање озгора, како кај машината тип “Haggloader”, се формира појас со гравитационен тек, каде што е поголемо негативното влијание од честата појава на заглавување на негабаритните парчиња во испусниот отвор.

Посебни влијанија при челното истекување на одминираната руда, кај методата со подетажно зарушување, се јавуваат при примена на специјални штитови, коишто многу ретко се применуваат. Штитовите се од челична конструкција, доволно силна за да може да биде зариена под обрушената руда

и опремена е со хидрауличен уред за движење. Под штитот се наоѓа вибрационен утоварен уред, со којшто рудата се товара на вибрационен транспортер за транспорт на рудата до рудната сипка на крајот од откопниот блок.

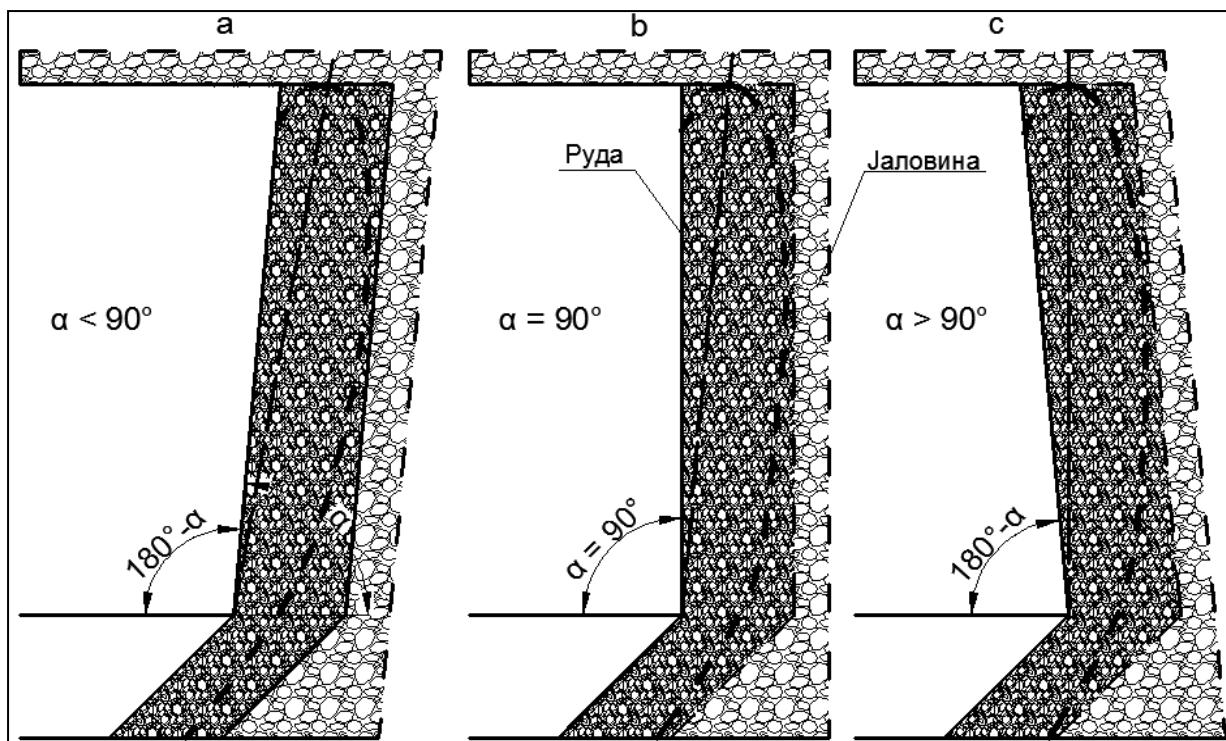
Влијанието на штитот врз истекувањето на одминираната руда било предмет за истражување, со цел да се испита можноста за намалување на загубите во долниот дел на појасот на одминираната руда.

Лабораториските испитувања коишто биле вршени го покажале очекуваното влијание за промената на режимот за истекување на одминираната руда. Штитот создава ефект за поместување на испусниот отвор во длабочина на појасот на одминираната руда, поради што подоцна доаѓа до осиромашување на рудата од вертикалниот контакт помеѓу одминираната руда и обрушената јаловина. Тоа значи дека се создаваат услови за истекување на рудата од појасот со помала моќност, но се намалува количината на изгубена руда, којшто се губи во долниот дел на појасот на одминираната руда. На тој начин рудата може да се минира во појаси со поголема моќност, што може да има предност во поглед на подобро искористување на опремата и зголемување на производството на рудникот. Примената на штитот позитивно влијае врз сочувувањето на стабилноста на подетажниот ходник, за челото и оневозможува штетно дејство врз оштетениот кров на подетажниот ходник.

Влијание од наклонот на појасот на одминираната руда

При теоретско и експериментално разгледување за истекувањето на одминираната руда кај подетажното зарушување, анализирано е влијанието од наклонот на појасот на минирање, односно појасот на одминираната руда [26, 53]. Врз основа на вршените испитувања и познавањето на теоријата за точење на одминираната руда може да се утврди влијанието на различните агли на наклон и појавите коишто притоа настануваат.

На слика 3.9 се прикажани три можни случаи при различен наклон на појасот на одминираната руда: кога аголот е помал од 90° , кога е еднаков на 90° и кога е поголем од 90° . Деталот “а” на сликата се однесува за наклон на појасот помал од 90° . Во пракса често се зема ваков наклон, а посебно при мала висина на подетажата, односно мала висина на обorenата руда. Погодни услови за овој наклон се: во случај при крупна гранулација на одминираната руда и ситна обрушена јаловина. Во спротивно, ако рудата е ситна, а јаловината во крупни парчиња, лесно би доаѓало до пропаѓање на ситната руда помеѓу крупните парчиња јаловина што би довело до поголеми загуби на рудата, бидејќи би дошло и до поголемо мешање на рудата со јаловината, односно до нејзино поголемо осиромашување. Што помал би бил аголот на наклон на појасот на одминираната руда, би доаѓало до сè поголемо пропаѓање на рудата во јаловината и би се појавувало сè поотежнато гравитативско движење на рудата спрема подетажниот ходник. Во горниот дел на подетажата, поради сè поголемиот притисок предизвикан од обрушените карпи, доаѓа до појава на зарушување на рудата, што би оневозможило нормално дупчење и минирање на наредните редови од мински дупчотини.



Слика 3.9. Различни агли за наклон на појасот на одминирана руда
Figure 3.9. Different angles of inclination of the mined ore belt

Аголот на наклон на појасот на одминираната руда поголем од 90° , којшто е прикажан на слика “с”, може да даде добри резултати само во случај на крупно обрушена јаловина. Во спротивно ако јаловината би била ситна, лесно би доаѓало до нејзино пропаѓање во крупно одминираната руда, посебно во горниот дел на појасот каде е нормално да се очекува одминираната руда да биде крупна, бидејќи во тој дел е поголемо растојанието помеѓу минските дупчотини. Тоа би довело до поголемо осиромашување на рудата, а како краен резултат би се намалило искористувањето на рудата. При поголем агол од 90° во кровот на подетажниот ходник се јавува критична зона во којашто лесно може да дојде до зарушување на рудата од кровот, а тоа предизвикува влошување на истекувањето на одминираната руда.

При ваков наклон на појасот на одминираната руда може да се очекува гравитационо движење на рудата приближно по вертикалa, што значи дека во горниот дел на појасот може да остане неисточена руда. Таа руда се источува од наредниот појас, па минирањето на појасот со агол поголем од 90° нема некое големо влијание. Истекувањето на рудата во принцип се одвива спрема условите кои владеат кај вертикалниот појас на одминираната руда.

Од сето досега наведено, кое е потврдено и од бројните моделски испитувања, произлегува дека најповолна положба за појасот на одминираната руда е при агол од 90° . Со испитувањата кои биле вршени врз модели е докажано дека доаѓа до мало отстапување од оската на елипсоидот за точење од вертикалата, но тоа отстапување е незначително. Повољни услови за истекување на одминираната руда е кога одминираната руда е ситна, а обрушената јаловина е крупна, што во пракса не може да се регулира, барем кога станува збор за гранулацијата на обрушената јаловина. Без оглед на крупноста на одминираната руда, односот на зафатнинската маса на рудата и

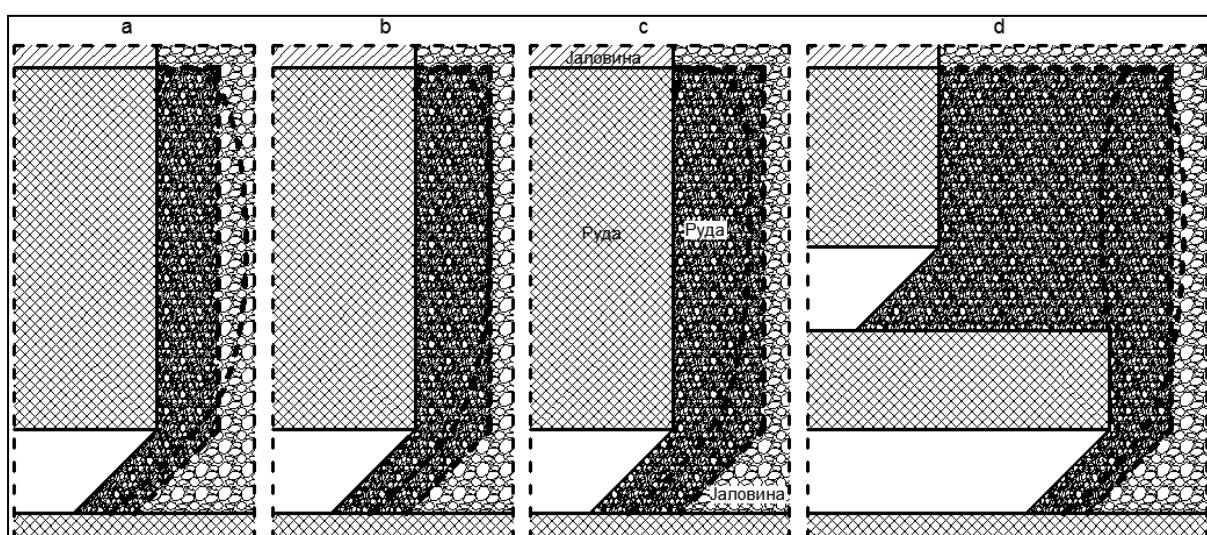
јаловината во процесот на истекување на одминираната руда, истата подлежи на влијанието од законот за гравитационо точење, при што парчињата руда во хоризонталниот пресек на елипсоидот за тачење се движат со различна брзина, а траекторијата на нивното движење оди кон испусниот отвор. Парчињата што се движат со иста брзина во секој временски момент се наоѓаат на површината којашто одговара на некој елипсоид на тачење.

Од претходно наведеното можеме да кажеме дека аглите на наклон на појасот на одминираната руда имаат големо влијание, а како најдобар агол може да се земе при вертикалната положба на појасот на минирање, односно на појасот на одминираната руда, што значи минските дупчотини да се дупчат во “лепеза” со вертикална положба. Во пракса најчест случај е усвојување на ваков вертикален агол на наклон на појасот на минирање, односно појасот на одминираната руда.

Влијание од моќноста на појасот на одминираната руда

Одредувањето на параметрите за моќноста на појасот на минирање може да се смета за најзначаен при истражување и проектирање на оваа метода за откупување [26, 53]. Бројните влијателни фактори, за коишто претходно беше споменато, укажуваат на потребата дека овој параметар во пракса при примена на методата со подетажно зарушување постојано се контролира и коригира во зависност од новонастанатите услови при откупувањето.

На слика 3.10 шематски е прикажано влијанието од моќноста на појасот на одминираната руда. При мала моќност на појасот на одминираната руда (деталь “а”), доаѓа до поголемо зафаќање од обрушената јаловина, поради што подоцна доаѓа до осиромашување на рудата (по $30 \div 40\%$ источена чиста руда), а неговото интензивно зголемување доведува до порано прекинување на истекувањето и со тоа до поголеми загуби на рудата. Рудата од горниот дел на појасот на одминираната руда обично не може да биде источена, бидејќи истекувањето се прекинува пред таа да дојде до испусниот отвор.



Слика 3.10. Влијание од моќноста на појасот на одминираната руда

Figure 3.10. Influence of the thickness of mined ore belt

Поголемата моќност на појасот на одминираната руда, што е прикажано на деталь “с” на слика 3.10 покажува дека до осиромашување на рудата од вертикалниот контакт на рудата и јаловината воопшто не доаѓа, тоа е главно од косината и горниот дел на појасот и неговиот врв. При истекувањето се добива голема количина чиста руда ($55 \div 60\%$), но по појавата на осиромашувањето на рудата, осиромашувањето интензивно се зголемува и за кратко време мора да се прекине со понатамошното истекување. Ова настанува поради тоа што осиромашувањето на рудата настанува од врвот на појасот на одминираната руда, а тоа значи дека приближно е источена целата руда од елипсоидот за точење. Понатамошното истекување кое во принцип би довело до делумно проширување на елипсоидот за точење, всушност, би зафатило само мал дел од преостанатата руда, а јаловината би истекла над врвот од појасот на одминираната руда. Поголемите загуби коишто притоа се јавуваат се предизвикани од загубите на рудата надвор од просторот на елипсоидот за точење, а најголема количина на изгубена руда останува во долниот дел на појасот на одминираната руда.

Овие заклучоци се произлезени врз основа на испитувањата кои се вршени за методата со подетажно зарушување (класична “шведска варијанта”), но јасно се забележани и при испитување на параметрите за друга варијанта со подетажно зарушување, како и за друга откопна метода.

Без сомнение најдобри резултати се постигнуваат при оптимална моќност на појасот на одминираната руда, којашто е прикажана на деталь “б” на слика 3.10. Притоа широчината на елипсоидот за точење е нешто поголема од широчината на појасот на одминираната руда, така што се зафаќа само мал дел јаловина од вертикалниот контакт помеѓу одминираната руда и обрушената јаловина и тоа во случај кога висината на елипсоидот за точење е еднаква со висината на обрушената руда. Во овој случај загубите на руда во долниот дел на појасот се умерени и претставуваат основен дел од изгубената руда.

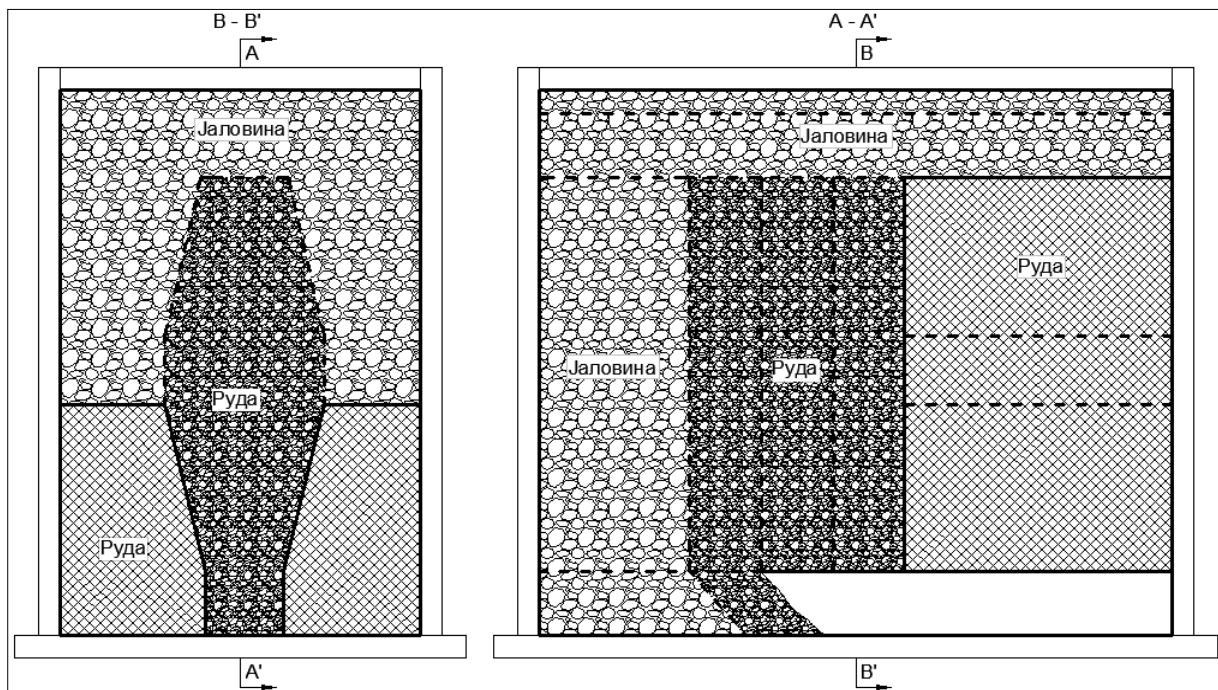
Одредувањето на оптималната моќност на појасот на одминираната руда за практични услови бара детална техно-економска анализа, во која би морало да се земат предвид влијанијата и на другите фактори (збиеноста на рудата, можноста за минирање, искористеноста на опремата за дупчење и товарење, производноста на откопот и др.).

При анализирање на влијанието на поединечните параметри на методата за откопување, најголема важност има односот на висината на појасот на одминираната руда и неговата моќност. Моќноста на појасот зависи од формираната ширина на елипсоидот на точење, којашто зависи од ексцентрицитетот на елипсоидот, како што претходно беше кажано зависи и од гранулацијата на одминираната руда и другите нејзини својства (влажност, збиеност, присуство на ситни и лепливи фракции и др.).

За утврдување на најповолниот однос на висината и моќноста на појасот на одминираната руда се користи бездимензионален параметар h/m_1 , каде што со негова промена се менува искористувањето и осиромашувањето на рудата.

Испитување на процесот за истекување на одминираната руда од појас со голема моќност

Како што веќе претходно беше објаснето, една од можните модификации на методата со подетажно зарушување е зголемување на моќноста на појасот на минирање, а со тоа и појасот на одминираната руда [26, 53].



Слика 3.11. Истекување на рудата од појас со голема моќност
(попречен и подолжен пресек на моделот)

Figure 3.11. Leaching the ore from the belt with high thickness
(longitudinal and cross-section of the model)

При истекување на рудата од еден испусен отвор треба да се оди на поголема моќност на појасот на одминираната руда, односно може да се заклучи дека истекувањето од еден испусен отвор дава неповолни резултати.

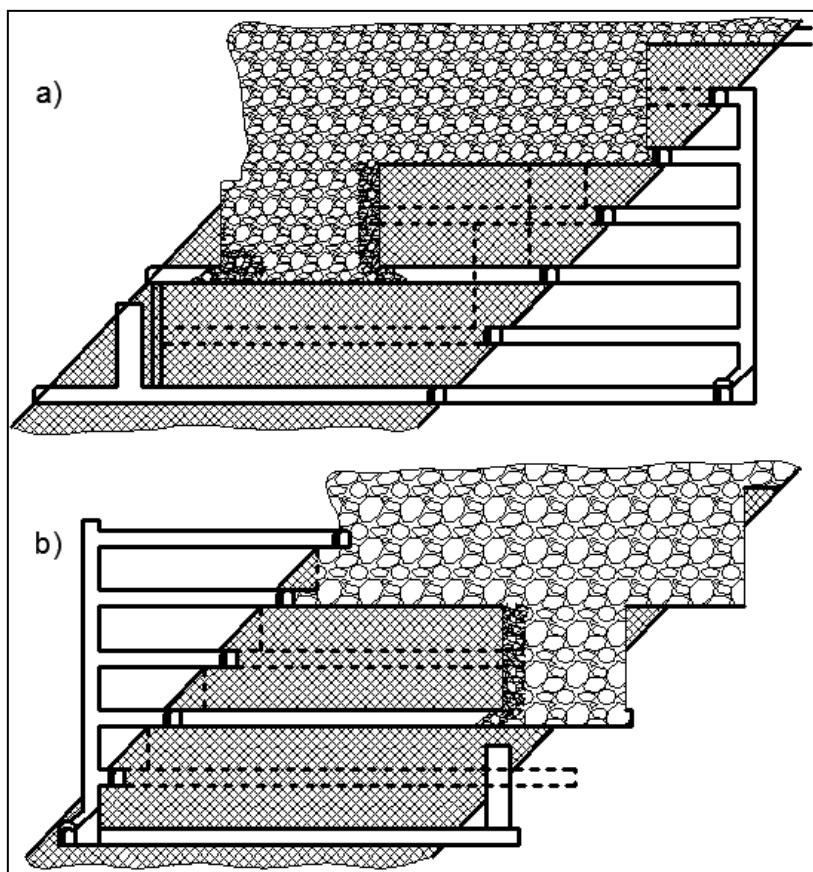
При истекување на рудата од појас со поголема моќност, каде што рудата истовремено истекува од два, односно три испусни отвори, се добиваат поволни резултати. Тоа е очекувана појава и е во согласност со тежнението за да се зголеми моќноста на појасот на одминираната руда, со што би се постигнал подобар ефект при истекувањето, бидејќи намалувањето на осиромашувањето на рудата, поради релативно малото влијание врз осиромашувањето од вертикалниот контакт, го зголемува нејзиното искористување.

При описувањето на методата со подетажно зарушување е наведено дека нејзината карактеристика е во тоа што се изработува посебен ходник за товарење на рудата, којшто подоцна се користи за дупчење на "лепезни" мински дупчотини во горниот дел на блокот. Ова зголемување на обемот на подготвителните работи треба да се компензира со зголемување на висината помеѓу подетажите, заради намалување на коефициентот за подготовка, а

соответна економска компензација се постигнува и со намалување на осиромашувањето на рудата.

3.3.1.2. Подинска или кривинска подготовка

При откопување на рудни наоѓалишта со нешто поблаг пад од номиналниот (помал од 60°), изработката на подготвителните простории и транспортниот ходник во подинските карпи има одредени недостатоци, што може да се види од првиот детал на слика 3.12 (деталь "а") [8, 53]. За да се изработи рудната сипка до највисокиот подетажен ходник се доаѓа од надворешниот дел на рудното тело, притоа е потребно транспортниот ходник да се изработи во длабока подина. Пристапните ходници од насочните подетажни ходници до рудната сипка се со голема должина, којашто значително се зголемува на пониските подетажи.



Слика 3.12. Влијание од положбата на подготвителните ходници врз откопувањето во подетажните откопи

Figure 3.12. Influence of the position of the preparatory galleries in the excavation in sub - bench face

Каде подинската подготовка прикажана на слика 3.12-а се неповољни условите при почетокот на откопувањето. Пречниот ходник обично се изработува до контактот со кровината на рудното тело, но изработката на

засекот и почетокот на откопувањето се врши со отстапување за $10 \div 15$ м, при што оваа должина на ходникот е непотребно изработена. Доколку засекувањето се врши на крајот од ходникот, засекот ќе се изработува преку јаловите кровински карпи што е нерационално. Исто така, на почетокот при откопувањето во горниот дел на блокот обично сè уште нема стари работи (рушевини од горните откопи) од коишто обрушената јаловина ќе продре во просторот на засекот или во откопот во којшто веќе е извршено соборување на рудатата со минирање на неколку "лепезни" мински дупчотини. Неможноста за потполно исполнување на откопаниот простор со зарушена јаловина не обезбедува регуларни услови за понатамошно соборување на рудата, а посебно за нејзино товарење, бидејќи претходно соборената руда не е во целост товарена, поради опасност за утоварната машина да не пропадне во формираниот празен простор на откопот.

На ист начин при завршување со откопувањето во поединечните подетажни ходници над подината на рудното тело останува неоткопан триаголен руден дел, којшто делумно може да се откопа со отстапно откопување од насочниот подетажен ходник, но со тоа се нарушува врската спрема вентилацијскиот ускоп изработен на крајот од рудното тело.

Потполно е друга ситуацијата кај кровинската подготовка, прикажана на слика 3.12-b. Со локацијата на насочниот подетажен ходник во наоѓалиштето не се создаваат никакви проблеми при откопувањето од пречните откопни ходници. Делумното допирање на пречниот ходник во подинската карпа може да ги намали на минимум загубите на рудата во подинскиот триаголник. По засекувањето и првото минирање, откопниот простор се наоѓа веднаш под зарушениот откоп на горната подетажа, благодарение на што од почетокот се создаваат поволни услови за понатамошно откопување, бидејќи зарушената јаловина од горната подетажа може веднаш да го исполни просторот од којшто е источена одминираната руда.

Во фазата на завршување со откопувањето, со постепеното намалување на висината за дупчење може максимално да се откопа кровинскиот триаголник, па и овде загубите на рудата се минимални. Притоа доаѓа до зарушување на повисокиот насочен подетажен ходник, што значи дека тој не може да се користи за одведување на воздушната струја, при што решението мора да се пронајде кај подетажните ходници на подетажите на коишто се врши откопување, што во принцип не претставува проблем.

Од сето досега кажано произлегува дека во случај при откопување на наоѓалиште под наклон помал од 60° , поволни услови за откопување се при кровинско подготвување на откопните блокови во рудното тело.

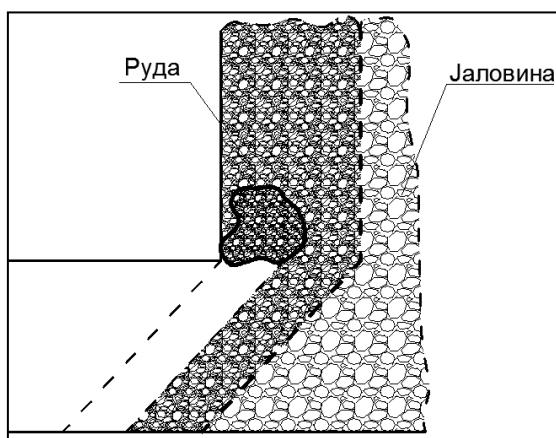
3.3.1.3. Влијание од појавата на негабаритни парчиња во одминираната руда

Во поглавјето 3.3.1.1. детално е разгледувано влијанието од гранулацијата на одминираната руда и е прикажано дека нешто покрупната гранулација на рудата може да даде поволни услови за истекување при зголемување на широчината на елипсоидот за точење. Појавата на крупни негабаритни парчиња во одминираната руда има негативно влијание врз процесот за гравитационо движење на одминираната руда спрема испусниот

отвор, а предизвикува и препречување на испусниот отвор и престанок на истекувањето [8, 53].

До појава на негабаритни парчиња руда доаѓа поради неадекватно одредување на параметрите за дупчечко-минерските работи, но и поради некои неправилности при нивното изведување. Освен тоа, неповолно може да влијае и структурниот склоп на карпестиот масив, односно рудата, посебно во случај при појава на пукнатини и тектонски нарушувања.

Кога крупните негабаритни парчиња дојдат до испусниот отвор доаѓа до нивно заглавување и прекин на процесот на истекување, поради релативно малата ширина на испусниот отвор (слика 3.13). Отклонувањето на вака заглавените парчиња може да се врши на два начина: со секундарно минирање на негабаритите или продолжување на процесот за товарење (поткупување) додека не дојде до испаѓање на негабаритот.



Слика 3.13. Негативно влијание од негабаритните парчиња руда во процесот на негово истекување т.е. заглавување на испусниот отвор

Figure 3.13. Negative impact of loose ore pieces in the process of its leakage i.e. jam of discharging opening

Секундарното минирање предизвикува поголем застој при товарењето на рудата, не само поради потребата за проветрување на работилиштата по минирањето, туку и поради тоа што поминува долго време до доаѓањето на палителот на мини до работилиштето. Затоа работникот за товарење на рудата одлучува сам да ги отстрани заглавените парчиња, на тој начин што го продолжува процесот за товарење на руда со “поткупување” во косина под негабаритното парче, со што се создава привидно зголемување на длабочината на заривање на лопатата во косината на рудата и зголемување на широчината на испусниот отвор, што овозможува испуштање на негабаритното парче. Во моментот на испаѓање на негабаритното парче, испусниот отвор со значително поголема ширина овозможува нагло истекување на поголема количина руда. При тоа се загрозува безбедноста како на машината, така и на ракувачот со машината за товарење.

3.3.1.4. Неправилности при изведување на процесот за дупчење на мински дупчотини

Во почетното разгледување е јасно нагласена важноста од обликот на појасот на одминираната руда и нормален услов за работа се обезбедува при строго придржување кон геометријата на методата за откупување. До неправилности може да дојде поради отстапување на подетажните ходници од нивната проектирана положба, но и поради неправилности при дупчењето на минските дупчотини [8, 53].

Положбата на минските дупчотини прецизно е дефинирана со аголот на дупчотините во “лепезата” и аголот на наклон на “лепезата”, како и местото од коишто се започнува со дупчење на секоја минска дупчотина. До отстапување од вака дефинираната положба на минските дупчотини, доаѓа од следниве причини:

- поради отстапување во почетокот на дупчењето од утврдената положба, поради неможноста дупчотината да се започне да се дупчи од предвиденото место. До тоа доаѓа поради нерамнините во кровот на подетажниот ходник, каде што доаѓа до поместување на дупчечката круна во правец на косината од којашто се започнува дупчењето;
- поради непрецизно одредување на аголот на наклон на дупчотината, било да се работи за неисправност на инструментот за мерење на аголот или пак да доаѓа до отстапување од аголот на наклон со лафетот на дупчалката од почетокот на дупчењето, а потоа да не се изврши корекција на неговиот наклон;
- поради појава на девијација во минските дупчотини во правец на рамнината на “лепезата” или нормално на оваа рамнина, кога се нарушува утврденото растојание помеѓу краевите на минските дупчотини во “лепезата” доаѓа до промена на условите за минирање и појава на негабаритни парчиња;
- поради непридржување кон проектираната должина на минските дупчотини, до што обично доаѓа поради невнимание или незнанење на работникот за дупчење. Прекинот на дупчењето пред да се издупчи дупчотината до предвидената должина предизвикува неповолно уситнување или воопшто не доаѓа до дезинтеграција на ободниот дел во појасот за минирање. Тоа доведува до нарушување во процесот на истекување на одминираната руда, било преку негативното влијание од негабаритните парчиња или поради тоа што одредена количина руда којашто не е одминирана, воопшто не доаѓа во процесот на гравитационото движење. До исти ефекти доаѓа и поради нарушување, односно зарушување на минските дупчотини до што обично доаѓа поради потресите настанати при минирањето на претходните редови мински дупчотини, но и поради појавата на пукнатини и тектонски дислокации во рудата. Притоа времето од дупчењето до минирањето може да биде подолго, кога доаѓа до “бабрење” на карпата во сидовите на дупчотината, ако на пример во рудата има поголема содржина на каолинска руда и слично. Неможноста за полнење на минските дупчотини по целата нивна должина, предизвикува уште понеповолна последица од случајот за нивно недоволно дупчење до предвидената должина.

Од горенаведеното произлегува многу големото значење за правилно дупчење на минските дупчотини и одговорноста на работникот за дупчење. Кога ќе дојде до неправилности не по вина на работникот за дупчење, поради појава на зарушување на некоја дупчотина, тогаш мора да се преиспита редоследот на дупчење и минирање. Во пракса често минските дупчотини се дупчат со значително временско претходење од процесот на минирање. Тоа е погодно од практични причини, бидејќи се постигнува подобро искористување на машината за дупчење, а се избегнуваат проблемите при дупчење на "лепезни" мински дупчотини непосредно до челото на работилиштето. Тогаш доаѓа до негативно дејство од другите фактори. Од една страна може да дојде до "бабрење" на сидовите на дупчотината, доколку рудата е склона на таква појава, но многу е поголема можноста за оштетување на дупчотината при минирање на претходните редови. Ако ова не се само "споредни случаи", тогаш мора сериозно да се преиспита потребата за непрекинато дупчење на поголем број "лепези" и понатаму да се дупчат за секое минирање посебно.

3.3.1.5. Проблеми при изведување на минирањето

Минирањето на рудата има големо влијание при откопувањето кај методата со подетажно зарушување. Проблемите при минирањето настануваат од неправилностите во процесот на дупчење на минските дупчотини за што претходно беше кажано, а сега ќе стане збор за некои неправилности при минирањето во случаи кога процесот на дупчење е изведен регуларно.

Начинот на минирање има влијание врз веќе описаните проблеми кои се поврзани со гранулацијата на одминираната руда, со оглед на тоа дека во овој процес рудниот масив се уситнува добро или лошо во зависност од карактеристиките на рудата и квалитетот на минирањето (видот на експлозивот, начинот на иницирање, бројот на редови на дупчотини коишто истовремено се минираат и др.) [8, 53].

Основни проблеми коишто се појавуваат како последица од неправилностите при минирањето се следниве:

a) Неадекватнодробење при едноредно минирање

Минирањето на рудата кај методата со подетажно зарушување, како и кај повеќето други методи од групата на методи за откопување со зарушување на рудата, се врши во стесната средина каде што како слободен простор се јавува само просторот од подетажниот ходник, што повеќе се јавува како проблем отколку поволност при минирањето [8, 53].

Според теоријата на минирање во стесната средина, непостоењето на слободен простор предизвикува значаен дел од енергијата на ударните бранови да се пренесува на зарушените карпи, а тоа предизвикува лош квалитет на уситнувањето. Тоа во принцип настанува во процесот на претворање на енергијата од ударните бранови во енергија од одбиените бранови (при постоење на слободна површина). Од друга страна, поголемата густина на експлозивното полнење во рамни "лепезни" мински дупчотини,

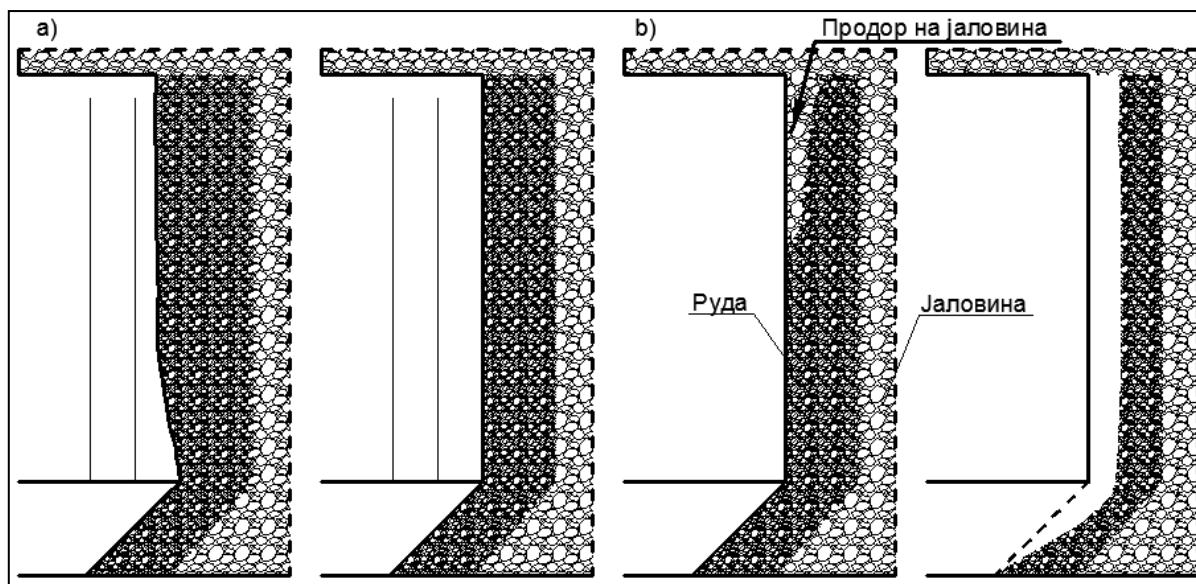
доведува до тоа што поради дејството на ударните бранови во таа рамнина рудата повеќе да се здроби, односно иситни, за да во наредниот момент (мерено во милисекунди) под дејство на силниот притисок од гасовите настанати од детонацијата на експлозивот ќе биде потисната во правецот нормален на рамнината на "лепезата". Притоа настапува збивање на зарушената јаловина во просторот од каде што претходно е источена рудата и до делумно нејзино дополнително уситнување. Во принцип тоа уситнување е пополно од она коешто настапува под дејство на ударните бранови и одбиените бранови од експлозијата.

Збиената руда и зарушената јаловина создаваат привремено празен простор во рамнината на "лепезата" од одминирани дупчотини, чијашто ширина зависи од степенот на збиеност на одминираната руда и зарушената јаловина. Таквиот празен простор овозможува минирањето на другиот ред мински дупчотини, што се врши за интервал на задоцнување од $20 \div 25$ ms, да се одвива во услови на минирање спрема слободната површина, кога значително поголем дел од енергијата на ударниот бран се претвора во одбиен бран и предизвикува подобро дробење на рудата. До него доаѓа благодарејќи на тоа што одбиениот бран предизвикува зголемен напон во рудата, на која што значително е помал отпорот во однос на напрегањето од притисокот кој што владее во процесот на дејствување на ударните, односно компресионите бранови. Од наведеното јасно произлегува заклучокот даден во теоријата за минирање во стесната средина, односно дека минирањето на еден ред мински дупчотини не дава добри резултати и дека текот на минирањето за наредните редови на минските дупчотини создава поволни услови за минирање.

б) Оштетување на рудниот масив од одминираниот ред на мински дупчотини

До овие појави не доаѓа само поради лошото изведено минирање, туку и поради лошите механички и структурни карактеристики нарушување на рудата. Доколку рудата лесно се зарушува, делумно и поради настанатите нарушувања при минирањето, од рамнината на "лепезните" мински дупчотини доаѓа до растресување на рудниот масив, па и таа руда истекува заедно со рудата од изминираниот појас. Тоа предизвикува наредниот појас за минирање да биде значително оштетен, односно да му е намалена моќноста што предизвикува два неповолни ефекти [8, 53]:

1. Помал е отпорот за минирање на првиот ред мински дупчотини, па доаѓа до поголемо збивање на рудата (слика 3.14-а);
2. Се создаваат услови кои одговараат за истекување на рудата од појас со помала моќност, каде што осиромашувањето на рудата е големо, односно до него порано се доаѓа, а со тоа се зголемуваат и загубите на рудата при истекувањето (десниот детал на слика 3.14-а).



Слика 3.14. Неправилности при изведување на минирање:
а-оштетување на рудниот масив од рамнината на „лепезните“
мински дупчотини, б-збивање на одминираната руда

Figure 3.14. Irregularities in mining: **a**-damage to the ore massive from the plane of the "fun" mineboreholes, **b**-compaction of mined ore

в) Можност за истекување на збиената руда

Кога на описаните начин дојде до поголемо збивање на рудата одминирана од еден ред на мински дупчотини често се јавува проблем за отежнато истекување на така збиената руда [8, 53]. Тоа обично се манифестира на два основни начина (слика 3.14-в):

1. Со збивањето на рудата во појасот на одминираната руда, во просторот на вертикалниот контакт помеѓу рудниот масив и одминираната руда е создаден празен простор којшто се исполнува со зарушена руда при минирањето. Во тој простор рудата е помалку збиена и има поголем коефициент на растреситост, па на почетокот при товарањето на рудата лесно доаѓа до негово истиснување. Доколку не дојде до растресување на одминираната руда во останатиот дел на појасот на одминираната руда, се создава празен простор до рудниот масив во којшто лесно продира зарушената јаловина од горниот бочен контакт предизвикувајќи предвремено осиромашување на рудата. Тоа може да настane при истекување на само $10 \div 20\%$ од одминираната руда, прекинот поради доаѓање на поголема количина јаловина предизвикува трајни загуби на рудата којашто останала збиена во одминираниот појас (прв деталь на слика 3.14-в).
2. Доколку во останатиот празен простор не дојде до продор на зарушена јаловина, над утоварното место се создава поголема празнина (вториот деталь на слика 3.14-в), којашто ја загрозува безбедноста за понатамошната работа при товарање на одминираната руда. Во такви случаи е потребно да се преземат мерки за предизвикување на зарушување на збиената руда, бидејќи во спротивно ќе дојде до нејзини загуби. Поткопувањето на оваа руда со утоварната машина е многу

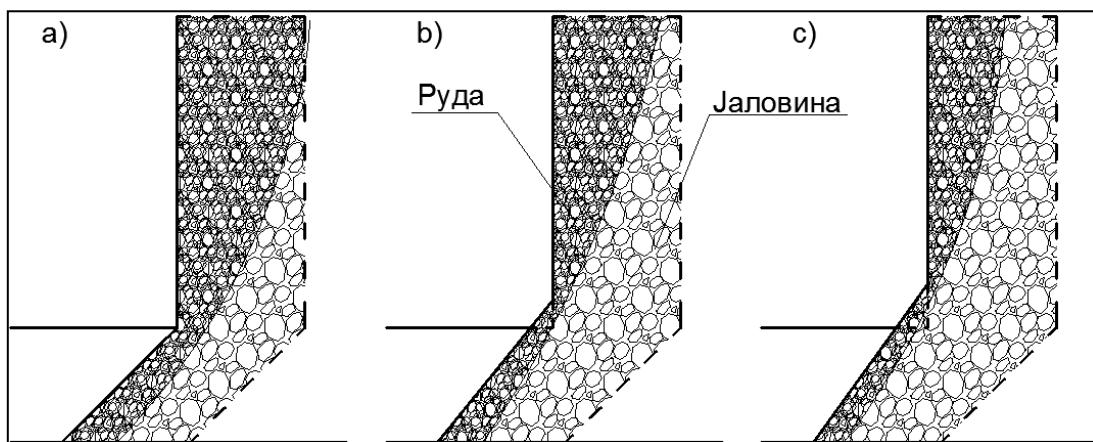
опасно, бидејќи интензивното зарушување на збиената руда може да доведе до исфрлање на одредена количина руда во подетажниот ходник. Затоа посигурно е да се користи можноста за минирање на негабаритните парчиња, со цел отклонување на заглавените парчиња од рудната сипка. Тоа се врши на тој начин што во сипката со помош на долга летва се внесува одредена количина на експлозив, со чиешто минирање се растресува збиената руда во сипката.

Во двата претходни случаја (збивање на рудата и оштетување на рудниот масив зад редот на минските дупчотини) треба да се преземат мерки за отстранување на овие недостатоци. Потребно е да се намали енергијата на експлозивот за минирање, било со корекција на употребената количина, било со соодветни интервали за иницирање на поединечните експлозивни полнења. Минските дупчотини во "лепезата" не треба во таков случај моментално да се минираат, при што секое експлозивно полнење во дупчотините се иницира во посебен интервал. Иницирањето треба да се изведува по принципот за "отворање од средина", што значи дека најнискиот интервал е во централните дупчотини, а потоа се следните интервали за иницирање на експлозивното полнење во наредните дупчотини. Кај повеќередно минирање (обично со два реда на дупчотини) вториот ред на дупчотини во принцип треба да се полнат со помала количина на експлозив.

г) Оштетување на подетажниот ходник

Како последица од минирањето може да дојде и до оштетување на кровот од подетажниот ходник. До оштетување доаѓа поради нестабилната руда во кровот на ходникот, но и поради тоа што над кровот на подетажниот ходник минските дупчотини се на мало меѓусебно растојание, односно поголема е концентрацијата на експлозивното полнење [8, 53]. При механизирано полнење на минските дупчотини со експлозив во растресена состојба, тие се полнат до крај, при што големата концентрација на експлозивното полнење предизвикува силно дејство и зарушување на дел од кровот на подетажниот ходник кај одминираниот ред на мински дупчотини.

На слика 3.15 шематски е прикажано влијанието на оштетувањето во зависност од должината на којашто дошло до оштетување на кровот.



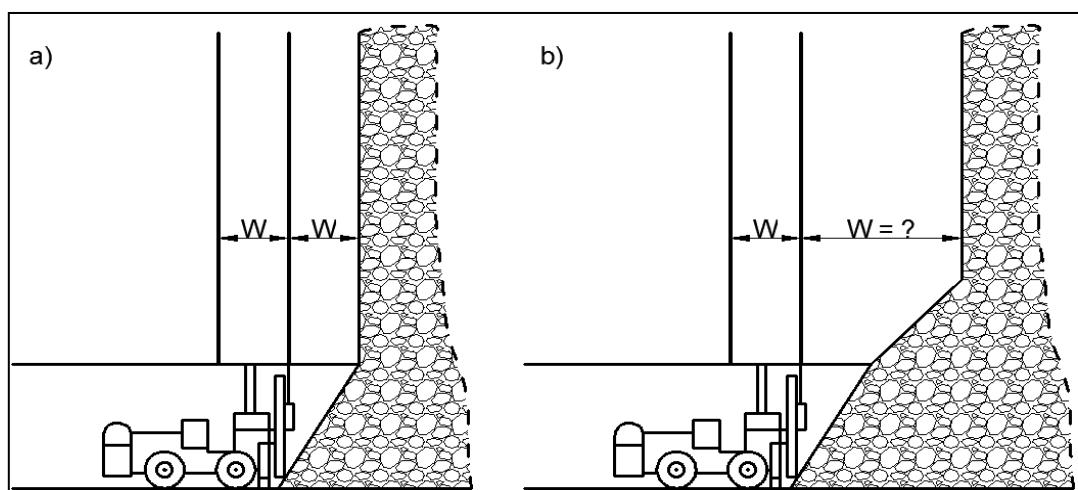
Слика 3.15. Влијание од оштетувањето на кровот на подетажниот ходник
Figure 3.15. Influence of the roof damage of the sub-bench gallery

Деталот "а" покажува ситуација кога нема оштетување на кровот од ходникот. Одредената оптимална моќност на појасот за минирање, односно појасот на одминираната руда, овозможува најповолни зафаќања на одминираната руда од елипсоидот на точење, а во долниот дел на појасот останува дел којшто не може да се зафати со утоварната машина.

При мало оштетување на кровот од подетажниот ходник (деталь "б") се создаваат услови како испусниот отвор да е придвижен во правец на ходникот, поради што значително голема количина на руда во долниот дел на појасот на одминираната руда останува незафатен, а елипсоидот на точење добива вертикален контакт помеѓу одминираната руда и зарушена јаловина на значително поголема висина. Таквата ситуација одговара на услови за истекување на рудата од појас со поголема моќност од оптималната.

Уште подрастичен е случајот при поголемо оштетување на кровот од ходникот, што е прикажано на деталь "с" на слика 3.15. При иста ширина на "живиот тек" на рудата, односно при иста длабочина на зафаќање со лопатата на утоварната машина, испусниот отвор за големината на оштетувањето е повлечен во подетажниот ходник, па може да дојде до тоа да елипсоидот на точење воопшто не добие вертикален контакт помеѓу одминираната руда и зарушена јаловина, што значи дека настанале услови за истекување на рудата со значително поголема ширина од оптималната. До осиромашување на рудата доаѓа само од горниот контакт, а загубите на рудата во долниот дел на појасот се значително големи.

Вака настанатата состојба може да има негативна последица врз понатамошното одвивање на процесот на откопување, пред сè, врз регуларноста за изведување на дупчечко-минерските работи (слика 3.16).

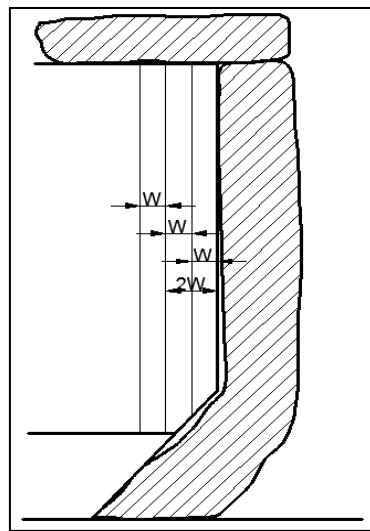


Слика 3.16. Можност за дупчење на мински дупчотини во услови на оштетен кров кај подетажниот ходник
Figure 3.16. Possibility for drilling of mine boreholes in conditions of damaged roof of the sub-bench gallery

Доколку дупчењето на минските дупчотини се изведува посебно за секое минирање, што може да биде случај кај нестабилна руда и зарушување на претходно издупчените дупчотини, тогаш поместената косина на рудата во ходникот оневозможува да се пристапи доволно близку до челото (слика 3.16-

b). Во тој случај првиот ред на дупчотини се дупчи на значително поголемо растојание од предвидената линија на најмал отпор (W). И во овој случај се создаваат услови за минирање на појас со поголема моќност од оптималната, па на сличен начин се појавува помало искористување на рудата, а осиромашувањето настанува со продорот на јаловината од горниот контакт.

Доколку минските дупчотини веќе биле издупчени, оштетувањето на кровот од ходникот може да го зафати и долниот дел на "лепезните" мински дупчотини. Во тој случај доколку не се води сметка за ваквата појава, може да се пристапи кон полнење на наредната "лепеза", така што првата наполнета "лепеза" има двојно поголем отпор при минирањето (слика 3.17).

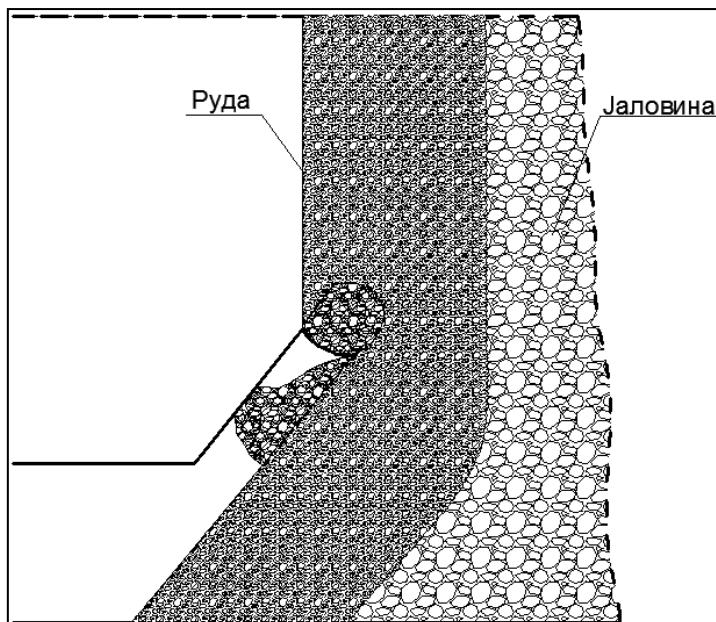


Слика 3.17. Загуби кај "лепезните" мински дупчотини поради оштетување на кровот кај подетажниот ходник

Figure 3.17. Losses in "fun" mine boreholes because of the roof damage in sub-bench gallery

Со други зборови, една издупчена "лепеза" потполно се губи. Дури и кога се знае дека е оштетен кровот на ходникот, обично не е можен пристап до оштетените дупчотини.

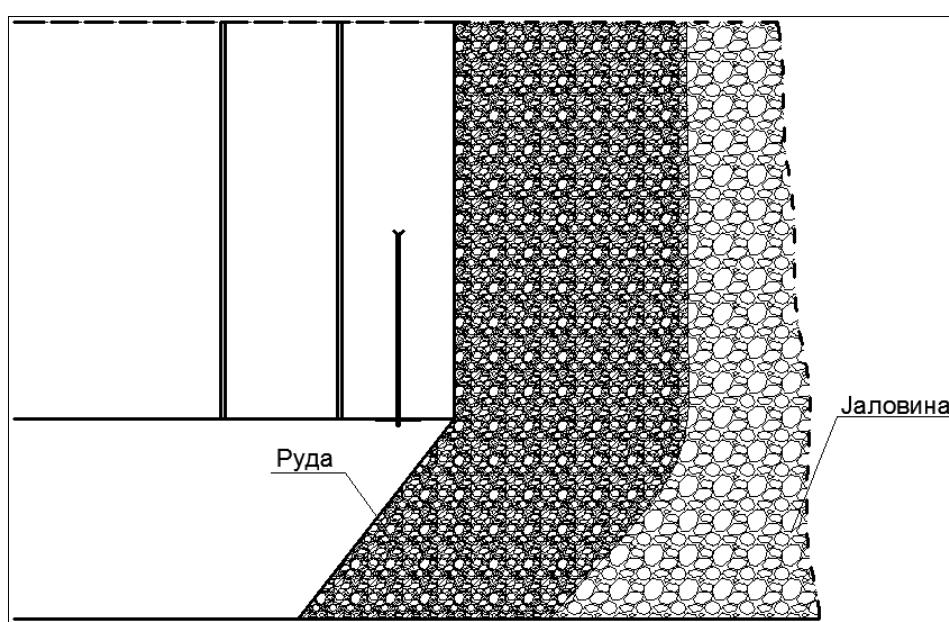
Влијанието на оштетениот кров од подетажниот ходник врз истекувањето на одминираната руда и појавата на зголемени загуби и осиромашување било предмет за моделски испитувања во лабораториски услови. При изведувањето на моделските испитувања бил забележан уште еден проблем, а тој се однесувал на многу честата појава на заглавување во испусниот отвор. Објаснувањето на оваа појава шематски е прикажано на слика 3.18. Очигледно е дека во оштетениот дел на кровот од подетажниот ходник доаѓа до формирање на паралелна зона со испусниот отвор, односно доаѓа до продолжување на испусниот отвор, при што негабаритните парчиња со значителна должина поминуваат преку таквиот простор предизвикувајќи долготрајно заглавување.



Слика 3.18. Појава на заглавување во испусниот отвор при оштетен кров на подетажниот ходник

Figure 3.18. Occurrence of jam in the discharging opening when the roof of the sub-bench gallery is damaged

За да се спречи штетното влијание на оштетениот кров од ходникот можат да се применат два вида на мерки: соодветни мерења по секое минирање за да се утврди дали дошло до поголемо оштетување на кровот и второ, да се применат мерки за осигурување на кровот од ходникот (слика 3.19). Основна мерка за спречување на оваа појава е внимателно минирање и минските дупчотини не смеат да се полнат до крај.



Слика 3.19. Осигурување на кровот од ходникот како мерка за спречување од негово оштетување

Figure 3.19. Protectionon the gallery roofas a measurefor preventing its damage

3.3.2. Одредување на показателите на искористувањето (загубите) и осиромашувањето при откупувањето со геодетски мерења на волуменот на неоткопаната и откопаната руда

Сè побрзиот развој на компјутерската технологија во сите области на секојдневното живеење неминовно донесе револуционерни промени и во геодезијата, како во геодетската мерна технологија, така и во обработката на резултатите од мерењата и начинот на нивното прикажување [40, 45, 66]. Геодетските инструменти сами по себе претставуваат мини компјутери и со својата брзина, точност и пред сè излезните податоци полека но сигурно овозможуваат прескокнување и забрзување на многу чекори што водат до крајниот производ на целата постапка, односно картите и плановите. Сите овие работи во голема мера ја олеснија работата на геометарот во рудниците и го намалија времето потребно за да се помине во подземните ходници или на површинските терени за да се извршат потребните мерења. Како главен претставник на новото време ќе ја наведеме Тоталната станца LEICA TCR 805, која во потполност ги задоволува сите потреби на геометарот при вршењето на геодетските мерања во јама.

Големата предност што се добива со употребата на овој геодетски инструмент е тоа што не се потребни какви било тригонометриски обрасци за запишување на мерените величини (агли, должини), бидејќи истите ги меморира, обработува и како излезн податоци се добиваат координати и коти на сите мерени точки. Понатаму мерените податоци многу брзо и лесно се преточуваат во компјутерот и се обработуваат преку познатите програми за цртање (AutoCAD, Misrostaton и други). Можеби уште пореволуционерен напредок е изработката на картите и плановите како крајни производи од геодетските мерења. Овде се мисли, пред сè, на графичката точност на картата, односно план којшто секогаш беше дискутиран поради многу причини, како што се: размерот, видот на хартијата, начинот на чување, деформациите на подлогите, геодетскиот прибор за цртање итн.). Електронското претставување на картите, односно плановите, е ослободено од сите овие проблеми и тоа како во изработката, така и во нивното понатамошно користење.

Историскиот развој кај овие планови и карти е потполно ист како и изработката на картите и плановите што се изработувани за површинските мерења и потреби (за катастарски, урбанистички, градежни потреби итн.). Почнувајќи од разни видови на хамер-хартија, паус-хартија, хартија залепена на алюминиумска фолија, па сè до денешните електронски програми за прикажување на картите и плановите и нивната брза и лесна репродукција во кој било размер.

Како и кај картите и плановите што се изработуваат за разни површински потреби, така и јамските карти и планови имаат свои карактеристики. Основни правила се различните нивоа, односно подетажите да се прикажуваат со различни бои, на картата се прикажани полигонските точки со својата кота, како и котите на секои 10-тина метри на подот и таванот на ходникот. Косите јамски простории (рампи и ускопи) се прикажуваат со двојни линии, а се употребуваат и модифицирани топографски знаци за: трафостаници, таложници, разни видови на подгради, магацини за експлозив, сервисни работилници итн.

Потребно е да напоменеме дека картите и плановите во рударството се со многу менлива содржина, бидејќи таму секојдневно се менува ситуацијата, а посебно во зоната на откопување, така што постојано треба да се дополнуваат и ажурираат истите. Од суштинско значење е по откопувањето на одредена етажа да се направи завршно мерење, се разбира колку што дозволуваат безбедносните услови, поради безбедна изработка на некои идни рударски објекти во близина на откопаната етажа. Исто така, на тој начин може да се пресмета колкава количина на руда е откопана од таа етажа и да се спореди со геолошки проектираната количина на руда за истата етажа, со што ќе се одреди искористувањето, односно загубите на рудата за дадената етажа. На слика 3.20 се дадени три геолошки профили, како и ситуација за дадената локација помеѓу тие три профили. На ситуацијата, како и на геолошките профили се дадени прогнозните геолошки контури и резултатите од геодетското снимање на рударските работи. Со други зборови, можеме да кажеме дека графички ни се дадени геолошките податоци пред започнувањето со откопување и резултатите од извршените геодетски снимања по откопувањето на дадениот дел. Откако е завршено откопувањето на дадениот дел се врши споредба на количините на геолошките рудни резерви и количината на откопаната руда. Од графичките прилози (профилите и ситуацијата) лесно може да се пресмета површината, односно волументот на откопаните делови, како и на деловите каде што не е откопана рудата поради одредени технички причини (оставање на заштитни столбови и слично). Со споредување на количините на геолошките резерви и количините на откопаната руда се пресметуваат загубите на рудата и се споредуваат со планираните загуби според рударскиот проект. Притоа лесно може да се одреди и колкава количина на руда е откопана без осиромашување (разблажување), а колкава количина на руда е откопана со осиромашување. На тој начин може да се пресмета колкаво е вкупното осиромашување на рудата при откопувањето на разгледуваниот дел и истото да се спореди со планираното осиромашување според рударскиот проект. На овој начин може да се провери и следи дали постои прираст на геолошките рудни резерви и колку изнесува истиот, односно дали се зафатени некои непотврдени геолошки резерви. Геодетското снимање на рударските работи се врши во текот на откопувањето и на тој начин постојано се врши следење на осиромашувањето и загубите на рудата. Кога осиромашувањето на рудата ќе се зголеми над планираното осиромашување според рударскиот проект, тогаш се прекинува со откопување на тој дел. Кога ќе се откопа еден дел (работно место), тогаш се врши завршно геодетско снимање на рударските работи и се пресметува колку изнесува осиромашувањето и загубите на рудата, за тоа работно место, односно дел и се изготвува извештај за истото.

Пример за пресметување на искористувањето (загубите) и осиромашувањето со мерење на волуменот на откопаните и неоткопаните геолошки резерви

За работно место:

- Рудник "САСА";
- Хоризонт XV;
- Профил 1400 – 1450;
- Етажа XV–14 п.

Врз основа на геолошките податоци и резултатите од јамометарските снимања на рударските работи (слика 3.20. - а), констатирано е дека: на почетокот пред изработка на рударските работи за работното место: профил 1450 – 1400 на етажа XV–14 п, хоризонт XV се прочитани реални геолошки резерви за откопување од 21,8 t.

По изработката на рударските работи (слика 3.20-б, в): вкупно се откопани без осиромашување 18,2 t ((од кои 1,0 t е некондициона руда) - (а со осиромашување 19,9 t или 0,7 t јаловина)), осиромашувањето е:

$$o_r = \frac{19,9 - 18,2}{19,9} \cdot 100 = 8,5 \%$$

Напомена: Планираното осиромашување според проектот е 18%.

Утврдени количини на останата руда во заштитните столбови (слика 3.20-в, г), при формирањето на откопите се 3,8 t или:

$$z_s = \frac{3,8}{21,8} \cdot 100 = 17,3 \%$$

Напомена: Планираните загуби според проектот изнесуваат 18%.

Вкупното количество на откопана руда и останатата руда во заштитните столбови изнесува:

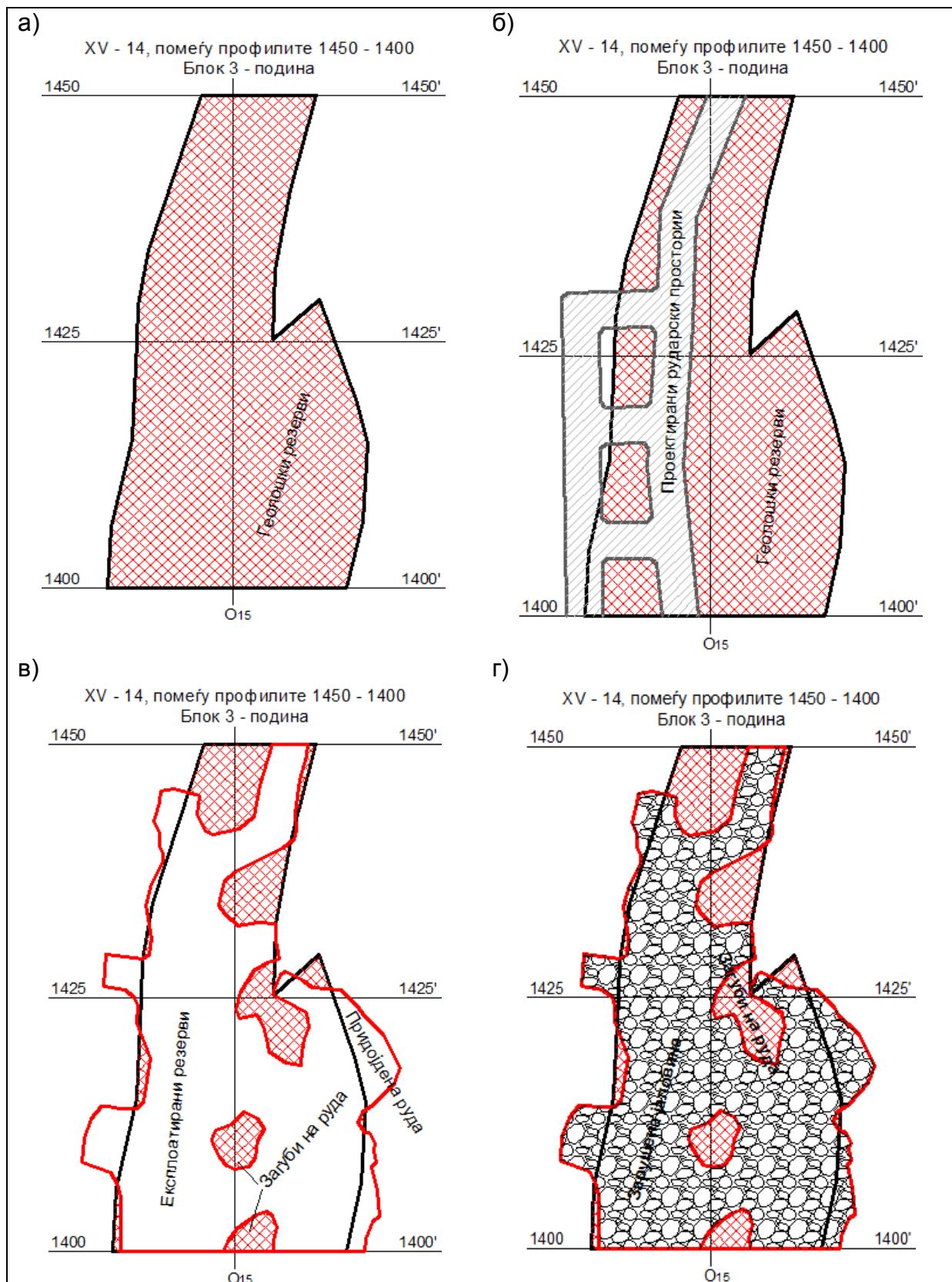
$$Q_{vk} = 18,2 + 3,8 = 22 t$$

Или изразено како процент од измерените геолошки резерви:

$$Q_{vk,\%} = \frac{22}{21,8} = 101 \%$$

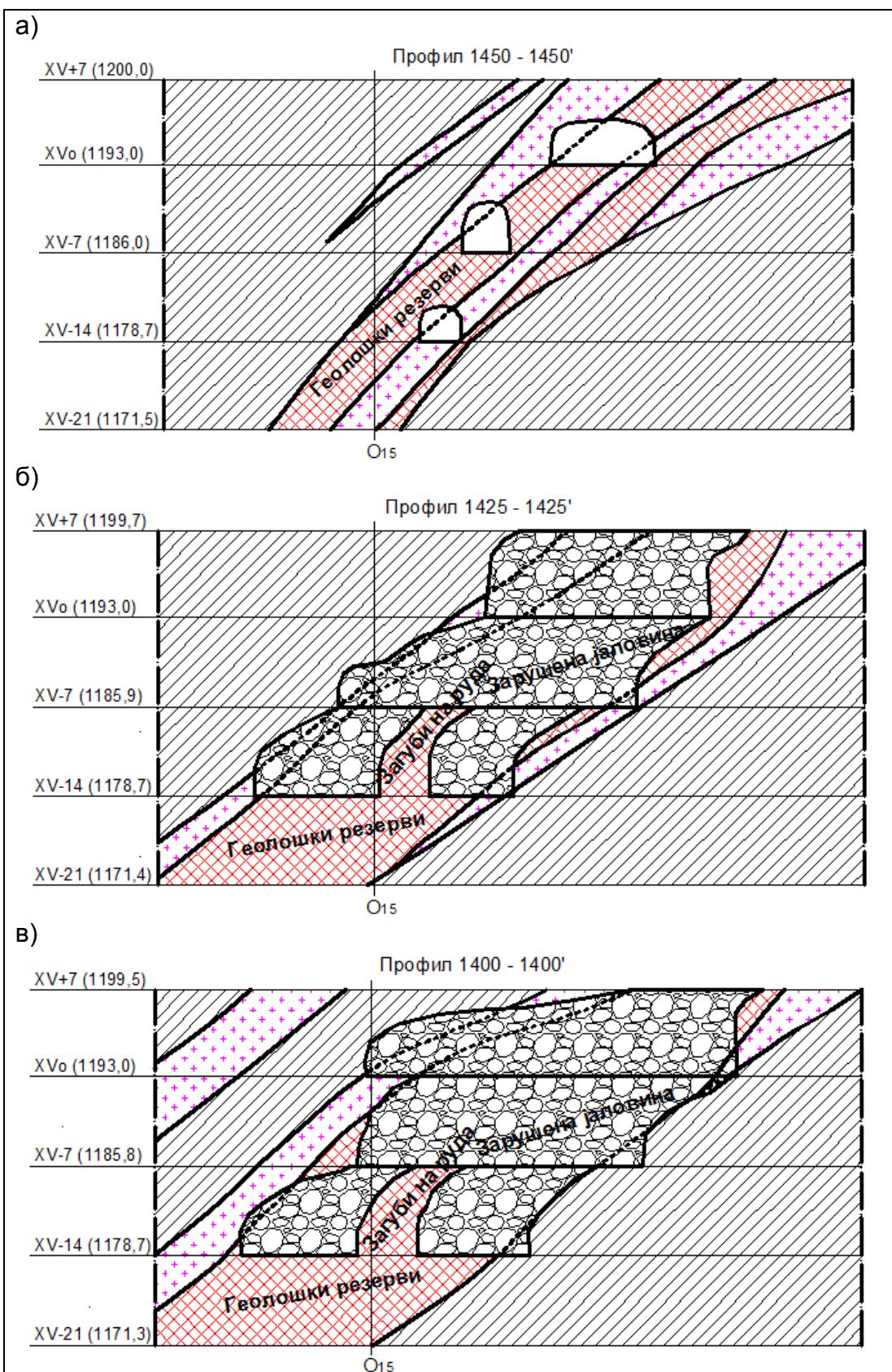
На ова работно место е утврдено:

- прираст на геолошки резерви: $Q_{pr} = Q_{vk} - Q_{geo.} = 22 - 21,8 = 0,2 t$ или 1 %;
- непотврдени геолошки резерви: 0 t или 0 %;
- неоткопани од технички причини: 0 t или 0 %.



Слика 3.20. Ситуација на работно место хоризонт XV, блок 3, етажа XV-14 подина, профил 1450-1400, со приказ на етапите на откопувањето

Figure 3.20. Stuation of working place LevelXV, Block 3, LevelXV-14 footwall, Profile 1450-1400, with excavation layout



Слика 3.21. Профили за завршени рударски работи на работно место: хоризонт XV, блок 3, етажа XV-14 подина, профил 1450-1400

Figure 3.21. Profils for completed mining for working place:
Level XV, Block 3, Level XV-14 footwall, Profile 1450-1400

Најчестиот облик на карта, односно план за јамските објекти, опфаќа три нивоа, односно етажи со објектите на нив, бидејќи тоа е некое непишано правило за читливост на картата (слика 3.22).



Слика 3.22. Рачен и компјутерски план на јамските објекти
Figure 3.22. Manual and computer plan of the underground facilities

Иако можеби малку со доза на недоверба се зборува за картите и плановите од минатото, сепак тие се едни прекрасни дела кои се изработувани со многу труд и точно одредени стандарди и правила, така што со сите свои предности и недостатоци и денес по потреба се користат во секојдневното работење.

Уште еден чекор понатаму за што пореална претстава на јамските објекти претставува нивното тридимензионално прикажување.

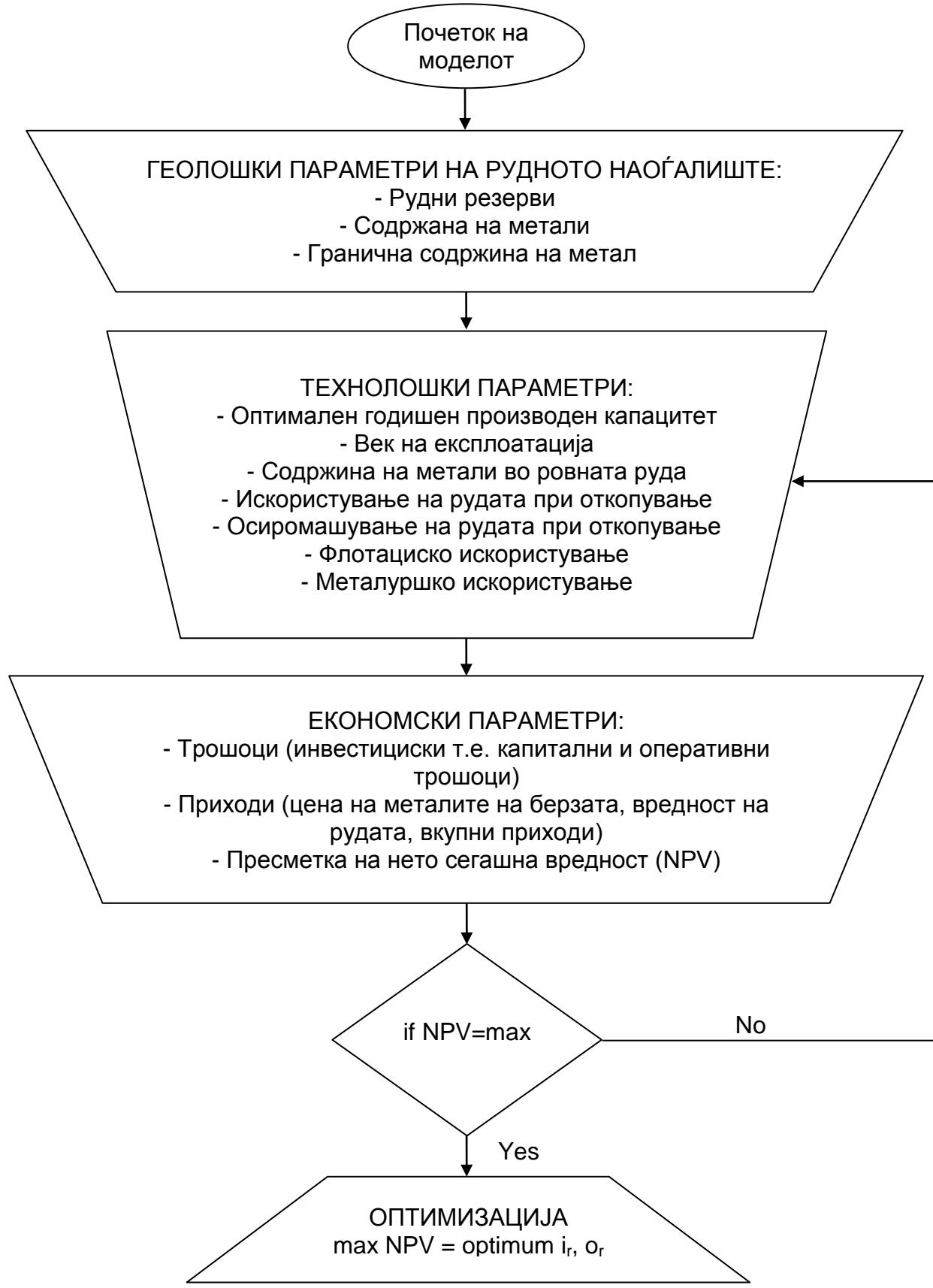
Од големата понуда на софтверски пакети наменети за оваа намена (PROMINE, VULCAN, SURPAC, DATAMINE и други), првичните искуства ветуваат уште пореволуционерни промени во начинот на прикажување на подземните и површинските планови и карти. Ова е од посебно значење, бидејќи вистинската претстава на јамските објекти е многу важна во планирањето на секој нов јамски објект. Со коректно изработка на овие 3D модели особено се олеснува изработката на профилите по кој било зададен правец, како и пресметката на површините и волумените на рудните зони, било откопани или предвидени за откопување. На тој начин многу лесно може да се пресмета колкаво количество на руда е откопано и колкаво количество на руда останало за откопување, односно може да се одреди искористувањето на рудата. Кога зборуваме за коректно изработка при тридимензионално прикажување на јамските простории, сакаме да потенцираме дека при нивната изработка е потребно многу да се внимава, бидејќи програмите работат по свои алгоритми и математички релации и често пати при несоодветен избор на точките од кои ќе биде изработен моделот се случуваат погрешни спојувања, кои можат да дадат погрешна слика за објектот.

4. МЕТОДОЛОГИЈА ЗА ОПТИМИЗАЦИЈА НА ИСКОРИСТУВАЊЕТО (ЗАГУБИТЕ) НА РУДАТА

За да се систематизираат постапките на предложената методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) и осиромашувањето, односно оптимизирање на степенот на искористување на рудните резерви при подземната експлоатација на металични рудни наоѓалишта е изработен основен модел (блок дијаграм) за истата, којшто е прикажан на слика 4.1.

Предложената методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) важи за сите рударски откопни методи. Бидејќи во оваа дисертација се разгледува методата на откопување со зарушување на рудата, кај која коефициентот на искористување и осиромашување на рудата се во меѓусебна функционална зависност, во понатамошниот дел ќе биде третирана како методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата.

Во понатамошниот текст од дисертацијата е даден теоретски осврт на поединечните параметри од моделот за оптимизација на искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата.



Слика 4.1. Основен концепт на предложената методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) и осиромашувањето

Figure 4.1. Basic concept of the proposed methodology for optimization of the recovery (losses) and dilution

4.1. Геолошки параметри на рудното наоѓалиште

4.1.1. Рудни резерви

Рудните резерви или резервите на минерални сировини во основа го одразуваат квантитетот на минералната сировина во наоѓалиштето. Тие претставуваат едни од основните натуралини показатели кои го покажуваат геолошко-економското значење на едно наоѓалиште. Сликата за рудните резерви претставува, всушност, синтеза на сите релевантни показатели кои се однесуваат на квантитетот, квалитетот, составот и вредноста на едно рудно наоѓалиште.

4.1.1.1. Класификација на рудните резерви

Во процесот на експлоатација на дадено наоѓалиште и преработка на минералните сировини, дел од рудата и корисните компоненти не се искористуваат потполно, односно се губат. Според степенот на искористеноста, рудните резерви во наоѓалиштата се поделени во три групи: геолошки, експлоатациони и индустриски резерви [69].

- Геолошките резерви ги опфаќаат сите оние количества на минерални сировини кои се наоѓаат во едно наоѓалиште, утврдени со геолошките истражувања.
- Експлоатационите резерви ги претставуваат сите оние количества на минерални сировини и корисни компоненти кои можат да се извадат од наоѓалиштето при неговото откупување, односно експлоатација.
- Индустриските резерви ги опфаќаат вкупните количества на корисните компоненти кои се добиваат во процесот на преработка на минералните сировини. Тоа се, всушност, количествата на експлоатационите резерви кои се намалени за загубите настанати при транспортот на рудата и нејзиното збогатување во флотациските постројки.

Значењето на резервите како показател на геолошко-економската оценка е практично неразделиво од економската тежина на резервите кои ја носат со себе. Врз база на техничко-економските ефекти, рудните резерви се поделени во две основни групи: билансни и вонбилансни резерви.

- Билансните резерви ги опфаќаат оние количества на минерални сировини и корисни компоненти кои во денешни услови на техника, технологија, пазар и цени може рентабилно да се експлоатираат и од нив да се добиваат комерцијални производи (руда, концентрати, метали и др.).
- Вонбилансните резерви ги опфаќаат оние количества на минерални сировини кои при денешни услови на техника, технологија, пазар и цени не можат рентабилно да се експлоатираат, односно од нив да се добиваат комерцијални производи (руда, концентрати, метали и др.).

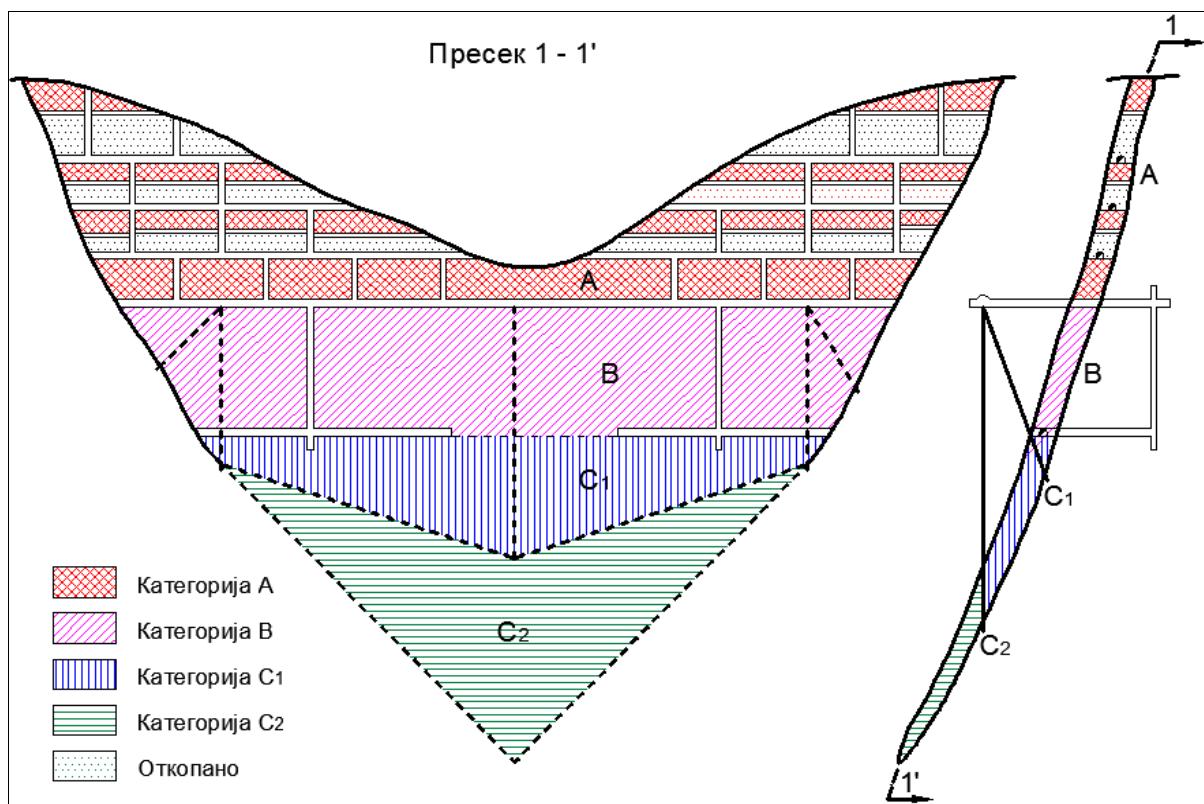
Покрај овие две основни поделби, постојат и таканаречени условно билансни резерви. Овие резерви на минерални сировини според своите техничко-технолошки особини се близки до билансните резерви, но одделни нивни параметри (содржина на корисните компоненти, искористување, цена и др.) не дозволуваат во дадениот момент рентабилно да се експлоатираат. При промена на одредени услови и параметри вонбилансните резерви може да се преведат во билансни и истите рентабилно да се експлоатираат. Исто така, потребно е да се напомене дека и билансните резерви во даден момент при промена на одделни натурални и вредносни показатели може да поминат во групата на вонбилансни резерви. Што значи билансноста на резервите во основа е променлива категорија, која зависи од повеќе фактори.

4.1.1.2. Категоризација на рудните резерви

Еден од основните предуслови за категоризација на рудните резерви е степенот на истраженост и осознаеност на рудните наоѓалишта. Степенот на истраженост на наоѓалиштето се одредува според густината на истражните работи (истражни дупчини, рударски работи и др.) [69]. Одовде произлегува дека точноста за одредување на рудните резерви е директно пропорционална со густината на истражните работи, односно степенот на истраженост на наоѓалиштето е во функција и од вложените средства за истражување.

Според степенот на истраженост и познавањето на карактеристиките на наоѓалиштето (размер, облик, квалитет) резервите се делат во повеќе категории. Досегашните искуства покажуваат дека во различни земји во светот се применуваат различни категории на рудни резерви, кои на крајот сепак се сведуваат на основниот појдовен критериум кој се однесува на степенот на истраженост на наоѓалиштето.

Рудните резерви кај нас ги категоризираме според степенот на истраженост и познавањето на наоѓалиштето и неговата минерална сировина. На тој начин рудните резерви се поделени во шест категории: A, B, C₁, C₂, D₁ и D₂. На слика 4.2. е прикажана шема на категоризација на рудните резерви.



Слика 4.2. Шема на категоризација на рудните резерви
Figure 4.2. Scheme of categorization of ore reserves

На резервите од А – категорија им припаѓаат оние количества на руда кои со истражни или експлоатациони работи мораат да бидат опфатени од сите четири страни или најмалку од три страни со рударски истражни работи, а од четвртата страна со истражно дупчење. Дозволената грешка во определувањето на резервите од оваа категорија изнесува $\pm 15\%$. Резервите од оваа категорија претставуваат основа за изработка на проект за експлоатација и тие во понатамошните калкулации се земаат во целосен обем.

На резервите од В – категорија им припаѓаат оние количества на руда во рудното тело кои се ограничени од три страни со рударски работи или најмалку од две страни со рударски истражни работи, а од третата страна со дупчење. Дозволената грешка кај оваа категорија е $\pm 30\%$. Овие резерви, исто така, се земаат во целосен обем при планирањето на нивната експлоатација.

На резервите од С₁ – категорија им припаѓаат оние количества на руда во рудното тело кои се истражени од две страни со рударски истражни работи или најмалку од една страна се опфатени со рударски работи, а од другата страна се потврдени со дупчење. Дозволената грешка кај оваа категорија е $\pm 50\%$. Во проектот за експлоатација овие резерви се калкулираат со половина од нивното вкупно количество.

На резервите од С₂ – категорија им припаѓаат оние количества на руда во рудното тело или наоѓалиштето, кои се опфатени само со истражно дупчење. Грешката на нивната пресметка изнесува $\pm 75\%$. Во проектот за експлоатација тие најчесто не се вклучуваат или ако се вклучат тогаш нивното учество е најмногу до 25% од вкупната нивна количина. Преостанатиот дел од утврдената количина на руда се остава за доистражување и прекатегоризација.

Резервите од D₁и D₂ – категорија спаѓаат во групата на таканаречени прогнозни резерви. Тоа се оние количества на руда во некое рудно тело или наоѓалиште кои произволно се проценуваат врз база на морфолошкиот облик и залегнувањето на рудното тело (најчесто според дебелината), а на тие делови нема истражни работи. Овие количества на руда не влегуваат во калкулациите за можна експлоатација. Сепак, во перспектива на ваков тип на резерви треба да се смета, особено кога во тие делови од наоѓалиштето ќе се спроведат дополнителни истражувања.

На крајот да истакнеме дека и класификацијата и категоризацијата на рудните резерви имаат многу значајна улога во изборот на оптималните инвестициони зафати во доменот на екстрактивната индустрија и нивните прописи треба доследно да се почитуваат.

4.1.1.3. Границна содржина на корисните компоненти

Границна содржина претставува најниска содржина на корисната или корисните компоненти во рудата при која некое наоѓалиште или одделни негови делови може да се експлоатираат без добивка, но и без загуба [27, 69]. Тоа практично значи дека рудникот работи на границата на рентабилност. Оваа големина во основа значи и граница помеѓу билансните и вонбилансните резерви во наоѓалиштето и според неа најчесто се повлекуваат контурите на рудните тела. Границата содржина е особено значајна големина при проценката на едно наоѓалиште и планирањето на векот на рудникот. Мораме да споменеме дека границата содржина мора да биде повисока од содржината на корисната компонента во јаловината. Границата содржина на корисните компоненти во литературата на английски јазик се среќава како “cut-off grade”.

4.2. Технолошки параметри

4.2.1. Одредување на произведен капацитет на рудник според “Taylor’s Law”

Една од значајните функции на еден проект е одредувањето на нивото на операциите за производството, со цел за да се максимизира враќањето на инвестициите.

Производниот капацитет може да биде одреден со примена на една или повеќе искуствени формули [22, 70]. Една од нив е таканаречената Тејлоров закон, која е доста точна како кај површинската така и кај подземната експлоатација. Таа се користи во прелиминарни проценки и како проверка на капацитетите одредени со рационална анализа. Тејлоровиот закон го изразува посакуваниот капацитет како една функција од квантитетот на рудните резерви. Производниот капацитет се одредува по формулата:

$$\text{Капацитет} = \frac{5 \cdot (\text{Очекувани резерви})^{3/4}}{\text{Работни денови/годишно}} [t/de \text{ год}] \quad (4.1)$$

Векот за експлоатација на рудните резерви може да се пресмета според следнава равенка:

$$t_x = \frac{Q_e}{Q_{rm}}, \text{ односно } t_x = \frac{Q_e \cdot i_r}{Q_{rm} \cdot (1 - o_r)} \quad (4.2)$$

Каде што се:

t_x – век за експлоатација на рудните резерви (години);

Q_e - експлоатациони рудни резерви во наоѓалиштето (t);

Q_{rm} - годишен капацитет на рудникот (t/год.);

i_r - средно искористување на рудата при откупувањето;

o_r - средно осиромашување на рудата при откупувањето.

Векот за експлоатација на рудните резерви зависи од природните услови на наоѓалиштето и од други фактори [8, 22]. Во тој временски период потребно е да се амортизираат вложените средства за експлоатација на рудникот. Скратувањето на временскиот период ги зголемува експлоатационите трошоци, а од практика се знае дека скоро секогаш векот на експлоатација се зголемува, бидејќи во текот на експлоатацијата се пронаоѓаат нови рудни резерви. Обично во почетокот на експлоатацијата производниот капацитет е помал, а со зголемувањето на рудните резерви се зголемува и производниот капацитет, посебно кога со зголемување на длабочината се намалува содржината на металот.

4.2.2. Одредување на производен капацитет на рудник преку регресивна анализа “Mosher at al”

Оваа искуствена формула денес сè повеќе се среќава при одредувањето на производниот капацитет на даден рудник [22].

Формулата е заснована на актуелните производни капацитети на постоечките рудници. Бидејќи базата на податоци не ги вклучува оние рудници кои биле затворени прерано, таа дава негативен резултат иако како влез постојат значителни докажани резерви кои се земени во предвид при одредувањето на предвидените резерви. Производниот капацитет се одредува според формулата:

$$\text{Капацитет} = \frac{200 \cdot (\text{Предвидени резерви})^{1/2}}{\text{Работни денови во годината}} [t/den] \quad (4.3)$$

4.2.3. Параметри на технолошкиот процес на преработка на минералните сировини

Технолошките својства на најголем број минерални сировини се одредени со нивниот хемиски и минерален состав, структурно-текстурните карактеристики, составот на околните карпи, гранулометриските карактеристики на зrnата на корисните минерали и минералите на јаловината,

количината на корисни компоненти и штетните, односно непожелните компоненти, како и нивното распространување во наоѓалиштето [27, 34, 56, 57].

Геолошко-економската оценка, односно рудничко-економската оценка на наоѓалиштата на минерални сировини претставува комплексно согледување на улогата, којашто технолошките процеси и постапки ја имаат или можат да ја имаат во однос на одреден вид минерална сировина, нивно практично користење, како и можности за замена на дадени минерални сировини со други природни или вештачки материјали, посебно во однос на економичноста и рентабилноста за подготовкa (концентрација) и примарна преработка на минералните сировини.

Технолошкиот процес за производство на метал го сочинуваат следниве фази: експлоатација на рудата, концентрација и металуршки процес, односно добивање на метал од рудата. Коефициентот на искористување на металот во технолошкиот процес за производство може да се прикаже со следнава равенка:

$$i_v = i_e \cdot i_k \cdot i_m \quad (4.4)$$

Каде што се:

i_v – коефициент на искористување на металот во технолошкиот процес за производство;

i_e – коефициент на искористување на металот при експлоатација на рудата;

i_k – коефициент на искористување на металот при концентрација на рудата;

i_m – коефициент на искористување на металот во металуршкиот процес.

4.2.3.1. Подготвка (концентрација) на минералните сировини

Основни операции во подготовката на минералните сировини се отворање, односно откривање на минералните сировини т.е. ослободување на минералите од природните врски, концентрација на корисните компоненти од минералните сировини т.е. одделување на минералите по видови и одведување на производите од концентрацијата или минералната сировина [34, 56, 57].

Сите операции во подготовката на минералните сировини можат да се поделат на подготвителни, основни или главни и помошни операции.

Подготвителните операции ги опфаќаат процесите со чијашто помош минералната сировина се подготвува за концентрација. Овде спаѓаат следниве технолошки операции:дробење, мелење и класирање. Операциите дробење и мелење имаат задача откопаната минерална сировина да ја иситнат, со цел разнородните минерални зрна меѓусебно да се одвојат по површините на сраснување и на тој начин да се подготват за понатамошно нивно успешно преведување во истоимени производи т.е. концентрати и јаловина.

Класирањето, било тоа да се користи во процесот на дробење и мелење или потоа, има задача здробената, односно сомелената минерална сировина да ја раздели на класи според крупноста на зрната. Класирањето има две основни цели и тоа: главна цел е да обезбеди најоптимално откривање на корисните минерали и да ја доведе целата сировина до крупност при која е можно ефикасно да се примени соодветна метода на концентрација. Без таквата подготовка на сировината не е можно успешно да се примени ниту една од методите на концентрација.

Процесот на разделување на влезниот материјал на две или повеќе класи на крупност е познат под името класирање по крупност. Таквото разделување може да се реализира на два начина: со сеење и со класирање во водена или воздушна средина.

Сеењето е процес на разделување на минералните сировини или друг зрnest материјал на производи со различна крупност на зrnата. Сеењето се изведува на површини за просевање со одреден дијаметар на отворите. Кога ситото има една површина за просевање се добиваат две класи: натситов или горен производ т.е. отсев и потситов или долен производ т.е. просев, а при „n“ површини за просевање се добиваат $n + 1$ производ. Сеењето може да биде суво или мокро сеење. Суво сеење се применува кај материјали кои имаат ниска влажност или кај сув материјал. Мокро сеење се врши на материјали со висока влажност, каде што заради постигнување на поголема ефикасност во процесот се додаваат дополнителни количества на вода. За сеење на рудите се употребуваат сита со различна конструкција. Во зависност од формата на површината за просевање, тие се поделени на: рамни, цилиндрични, конусни, призматични и лачни. Во зависност од положбата во однос на рамнината се разликуваат: хоризонтални, слабо наклонети и наклонети сита. Основниот белег според кој се класифицираат ситата е движењето на површината за просевање. Во зависност од тој белег ситата се делат на: неподвижни, сита кај кои се движат одделни елементи на површината за просевање, сита со кружно движење и сита со постепено – повратно движење.

Дробењето е процес на уситнување на минералните сировини под дејство на надворешни механички сили до определена крупност, потребен гранулометриски состав или неопходен степен за разоткривање на минералите. При дробењето не треба да се дозволи да дојде до преуситнување на материјалот, бидејќи на тој начин доаѓа до влошување на резултатите од концентрацијата и поскапување на процесот. При дробењето се добиваат зrna со крупност поголема од 5 mm. За уситнување на минералните сировини во процесот на дробење се применуваат неколку начини, како што се: смачкување и гмечење, цепење, кршење, триење и удар. Кој начин на дробење ќе се избере зависи од физичко-механичките својства на материјалот што се дроби и крупноста на парчињата. Дробилките можат да се поделат според повеќе параметри и тоа:

- според крупноста на влезниот материјал (дробилки за крупно, дробилки за средно и дробилки за ситно дробење);
- според местото во процесот на дробење (примарни, секундарни и терцијални дробилки);
- според силите на уситнување и физичките особини на сировината (дробилки за цврсти и јаки руди, дробилки за меки и кршливи руди и дробилки за меки и жилави руди);
- според конструктивните елементи на уредите (челусни, конусни, со валјаци, со ударни елементи и др.).

Мелењето на рудите е последна операција од подготовката за нивната концентрација. Во зависност од шемата за дробење, на мелење оди материјал со различна крупност. Корисните минерали кои се содржат во рудите на обоените и црни метали се карактеризираат со фина минерализација и заемно сраснување со минералите на јаловината. Нивните димензии достигнуваат и до 0,01 mm, за што е потребно рудата да се меле до таа крупност. Во процесот

на мелење рудата се ситни на честици со различна крупност. За одделување на материјалот со потребна крупност се применува класирање, тоа е процес за разделување на зрната од рудата на класи, во кои зрната од секоја класа имаат иста брзина на паѓање во водата. Како резултат на класирањето се добиваат два производа: песок (недоволно сомелен производ кој повторно се меле) и прелив (готов производ за концентрација). Мелењето се изведува во вртливи мелници по сув или по мокар пат, во кои сировината може целосно да се уситни, по потреба и до микрометарски димензии. Ситнењето во мелниците се врши под дејство на силата на притисок и триење, предизвикано од заедничкото движење на рудата и телата за мелење (или само рудата) под дејство на вртењето на мелницата. Поделбата на мелниците може да се изврши според: обликот, начинот на празнење на сомелениот производ и видот на мелните тела.

Основните операции при преработката на рудата, всушност, ги опфаќаат процесите на концентрација на минералите по видови, при што корисните минерали се издвојуваат во концентрати, а некорисните и штетните во јаловина.

Под поимот концентрација се подразбира процес во кој од откопаната минерална сировина, разнородните минерални компоненти се разделуваат и преведуваат во истоимени производи, еден или повеќе концентрати и отпадок, односно јаловина. Разделувањето и преведувањето на разнородните минерални компоненти во одделни производи, во процесот на концентрација се темели врз нивните различни физички својства (боја, големина на минералните зрна, густина, магнетски сусцептибилитет, електроспроводливост, големина на диелектричната константа, „квасливост“ или „неквасливост“ во вода и др.). Процесот на концентрација се остварува во три фази и тоа: основна концентрација, пречистување на концентратот од основната концентрација и контролна концентрација. Во праксата на современото минерално инженерство се применуваат следниве методи на концентрација:

- гравитациски методи на концентрација (хидраулички, воздушни т.е. пневматски и тешкосредински т.е. тешка течност или минерална суспензија);
- магнетски методи на концентрација (концентратори за силномагнетични и слабомагнетични минерали);
- електростатски методи на концентрација;
- флотациски методи на концентрација;
- специјални методи на концентрација (декриптирања, магнетизирачно пржење, концентрација според специфични особини, радиометриски методи на концентрација, останати методи на концентрација).

Помошните операции во подготовката на минералните сировини ги опфаќаат процесите на одводнувањето. Овде спаѓаат процесите на згуснување, филтрирање и сушење. Одводнувањето е отстранување на влагата од минералната сировина или производите на концентрација, доколку се добиени со концентрација во вода. Степенот на отстранување на влагата зависи од сировината. При реализација на целосниот технолошки процес, присутни се и т.н. опслужувачки процеси и операции. Тие опфаќаат: складирање, внатрешен транспорт (со преносни ленти, хранилки, елеватори или пумпи), електроснабдување, автоматизација и контрола на технолошките процеси, снабдување со компримиран воздух итн.

4.2.3.2. Технолошки показатели во подготовката на минералните сировини

За пресметка на метал билансот во подготовката на минералните сировини (ПМС) се користат технолошки показатели кои се однесуваат за соодветна операција во процесот на концентрација [34, 56, 57]. Откако откопаната минерална сировина оптимално ќе се „открие”, се упатува во последователниот процес на концентрација, со кој се врши физичко раздвојување на корисните од некорисните т.е. штетните минерали, произведувајќи крајни производи на подготовката т.е. концентрат и јаловина, при што имаме:

$$r - k - j = 0 \quad (4.5)$$

Каде што се:

r – содржина на корисната минерална компонента во откопаната руда, (%);

k – содржина на корисната минерална компонента во концентратот, (%);

j – содржина на корисната минерална компонента во јаловината, (%).

Земајќи предвид дека е:

$$r \gg k \gg j \quad (4.6)$$

и дека вкупната количина на корисната минерална компонента содржана во влезната сировина се распоредува на следниов начин:

$$R \cdot \frac{r}{100} - K \cdot \frac{k}{100} - J \cdot \frac{j}{100} = 0 \quad (4.7)$$

Каде што се:

R – количина на руда т.е. преработена руда, (t);

K – количина на концентрат, (t);

J – количина на јаловина, (t).

Двонасочната или двопроизводната распределба на масата на минералната сировина во концентратот и јаловината, заедно со нивното последователно квалитативно одредување, овозможува изведба на соодветно балансирање со добивање на основни технолошки показатели, кои го дефинираат соодветниот процес на концентрација. За оценка на резултатите и ефикасноста од процесите на концентрација се користат следните основни технолошки показатели и нивни условни означувања:

- масено искористување (M);
- искористување на корисната компонента (I);
- ограничување и осетливост на метал – билансот.

Масено искористување (M)

Масеното искористување претставува количество добиен производ, изразено во проценти во однос на влезниот материјал [34, 56, 57]. Масениот удел на концентратот M_k и јаловината M_j се пресметуваат на следниов начин:

$$M_k = \frac{K}{R} \cdot 100, \text{ односно } M_k = \frac{r-j}{k-j} \cdot 100 \quad (4.8)$$

$$M_j = \frac{J}{R} \cdot 100, \text{ односно } M_j = \frac{k-r}{k-j} \cdot 100 \quad (4.9)$$

$$M_k + M_j = 100 \quad (4.10)$$

Каде што се:

M_k – масен удел на концентратот;

M_j – масен удел на јаловината.

Ако во процесот на подготовката и концентрацијата се добиваат три производи (на пример: оловен и цинков концентрат и јаловина), масениот удел на производите од концентрацијата може да се определи на следниов начин:

Нека влезната руда и производите од концентрацијата ги содржат следните количества на метал во %:

	Pb	Zn
Влезна руда:	a	b
Концентрат на олово:	a_1	b_1
Концентрат на цинк:	a_2	b_2
Јаловина:	a_3	b_3

Врз основа на наведените податоци и условните означувања имаме:

R – руда = 100;

M_1 – масен удел на оловен концентрат;

M_2 – масен удел на цинков концентрат;

M_3 – масен удел на јаловина.

Можат да се состават следните равенки:

$$100 \cdot a = M_1 \cdot a_1 - M_2 \cdot a_2 - (100 - M_1 - M_2) \cdot a_3$$

$$100 \cdot b = M_1 \cdot b_1 - M_2 \cdot b_2 - (100 - M_1 - M_2) \cdot b_3$$

односно

$$(a_1 - a_3) \cdot M_1 - (b_1 - a_3) \cdot M_2 = 100 \cdot (a - a_3)$$

$$(a_2 - b_3) \cdot M_1 - (b_2 - b_3) \cdot M_2 = 100 \cdot (b - b_3)$$

Со решавање на овие равенки според M_1 и M_2 , се добива:

$$M_1 = 100 \cdot \frac{(a_1 - a_3) \cdot (b_2 - b_3) - (a_2 - a_3) \cdot (b - b_3)}{(a_1 - a_3) \cdot (b_2 - b_3) - (b_1 - b_3) \cdot (a_2 - a_3)} \quad (4.11)$$

$$M_2 = 100 \cdot \frac{(a_1 - a_3) \cdot (b - b_3) - (b_1 - b_3) \cdot (a - a_3)}{(a_1 - a_3) \cdot (b_2 - b_3) - (b_1 - b_3) \cdot (a_2 - a_3)}$$

Масениот удел на јаловината ќе се пресмета на следниов начин:

$$M_3 = 100 - M_1 - M_2 \quad (4.12)$$

Искористување на корисната компонента (I)

Искористувањето на корисната компонента претставува однос помеѓу нејзината маса во концентратот и рудата (влезниот материјал) [34, 56, 57]. Овој показател се изразува во проценти (%), разликата до 100% претставува загуба на корисната компонента во јаловината. Искористувањето на корисната компонента се пресметува на следниов начин:

$$I_k = \frac{K \cdot k}{R \cdot r} \cdot 100, \text{ односно } I_k = \frac{(r-j) \cdot k}{(k-j) \cdot r} \cdot 100 \quad (4.13)$$

$$I_j = \frac{J \cdot j}{R \cdot r} \cdot 100, \text{ односно } I_j = \frac{(k-r) \cdot j}{(k-j) \cdot r} \cdot 100 \quad (4.14)$$

$$I_k + I_j = 100 \quad (4.15)$$

Каде што се:

I_k – искористување на корисната компонента во концентратот;

I_j – искористување на корисната компонента во јаловината.

Покрај наведените технолошки показатели, во пракса се користат и следниве:

- коефициент на скратување (k_c);
- коефициент на концентрација (k_o);
- ефикасност на концентрација (E);
- техничка ефикасност (TE);
- економска ефикасност (EE).

a) Коефициент на скратување (k_c)

Коефициентот на скратување претставува однос помеѓу количините на влезната сировина и добиениот концентрат [34]:

$$k_c = \frac{R}{K} = \frac{100}{M_k} \quad (4.16)$$

б) Коефициент на концентрација (k_o)

Коефициентот на концентрација претставува однос помеѓу содржината на корисната компонента во концентратот и влезната сировина [34]:

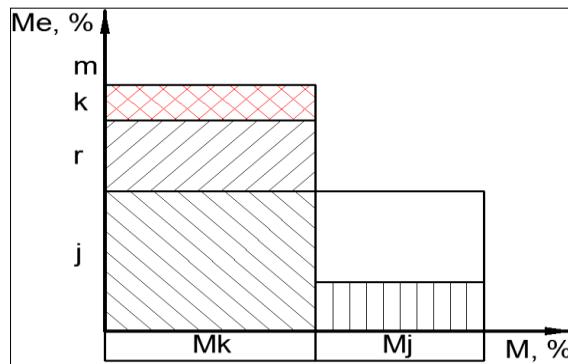
$$k_o = \frac{k}{r} = \frac{I_k}{M_k} \quad (4.17)$$

в) Ефикасност на концентрација (E)

Во зависност од тоа дали се работи за идеална концентрација, кога концентратот содржи само чисти минерални компоненти или за реална концентрација, кога во концентратот покрај чисти минерални компоненти се среќаваат и сраснати минерални зрна, се користи поимот ефикасност на

концентрација (Е) [34]. Ефикасноста на концентрацијата претставува однос на количината на корисната компонента преведена во процесот на реална концентрација и количината на корисната компонента преведена во процесот на идеална концентрација:

$$E = \frac{(k-r) \cdot M_k}{(m-r) \cdot M_o} \cdot 100 = \frac{I_k - M_k}{100 - M_o} \cdot 100, \quad (\%) \quad (4.18)$$



Слика 4.3. Графички приказ на технолошките показатели

Figure 4.3. Graphic view of technological indicator

г) Техничка ефикасност (ТЕ)

Техничката ефикасност е дефинирана преку следното равенство [34]:

$$TE = I \cdot \frac{(k-r)}{[k \cdot (100-r)]} \cdot 100 \quad (4.19)$$

Каде што се:

- I – кумулативно искористување на корисната компонента;
- k – кумулативна содржина на корисната минерална компонента во концентратот, (%);
- r – кумулативна содржина на корисната минерална компонента во откопаната руда, односно влезната минерална сировина (%).

д) Економска ефикасност (ЕЕ)

Економската ефикасност е прикажана преку следното равенство [34]:

$$EE = \left(\frac{I}{k}\right) \cdot (k - k_n) = I \cdot \left(1 - \frac{k_n}{k}\right) \quad (4.20)$$

Каде што имаме:

$$k_n = \frac{S}{P} \cdot 100, \quad (\%) \quad (4.21)$$

Каде што се:

- S – трошоци за топење (\$/t концентрат);
- P – цена на металот (\$/t метал).

Ограничување и осетливост на метал-билансот

Формулата за метал-биланс за продукција на два производа т.е. $n = 2$ (концентрат и јаловина) има ограничувања и покрај тоа што има голема примена при пресметувањето во постројките [34, 56, 57].

Прикажаните равенства претпоставуваат и симулираат услови на стационарни состојби т.е. основна претпоставка е дека влезот е еднаков на излезот. Ако ова е прифатливо за подолг временски период, таква динамичка рамнотежа не може да постои во краток временски период, каков што е интервалот помеѓу сукцесивни “On - Stream” анализи на производите од концентрацијата.

Равенството за искористување на металот во концентратот најмногу е осетливо од вредноста на содржината на метал, односно корисна минерална компонента во јаловината (j). За таа цел за проценка на грешката којашто може да се очекува во пресметаната вредност за искористувањето на металот во концентратот, согласно на евентуалните грешки при мерењето на содржините, односно квалитетот на „ r ”, „ k ” и „ j ”, се користи следнава равенка:

$$V_I = \frac{100^2}{r^2 \cdot (k-j)^2} \cdot \left[\frac{k^2 \cdot j^2}{r^2} \cdot V_r + \frac{(r-j)^2 \cdot j^2}{(k-j)^2} \cdot V_k + \frac{(k-r)^2 \cdot k^2}{(k-j)^2} \cdot V_j \right] \quad (4.22)$$

Каде што се:

V_I , V_r , V_k и V_j се соодветни разлики и отстапувања во однос на I , r , k и j .

Идентично на ова, склоност кон истоветна грешка поседува и равенството за масено искористување, каде што за таа цел се користи следнава равенка:

$$V_{M_k} = \left[\frac{100}{(k-j)} \right]^2 \cdot V_r + 100^2 \cdot \left[\frac{(r-j)}{(k-j)} \right]^2 \cdot V_k + 100^2 + 100^2 \cdot \left[\frac{(k-r)}{(k-j)} \right]^2 \cdot V_j \quad (4.23)$$

4.2.3.3. Металуршка и други видови на преработка

Металургијата може да се дефинира како техничка наука која поаѓа од основните закони и претпоставки на физиката, хемијата, физичката хемија, термодинамиката и сродните научни дисциплини, пред сè се занимава со проучување на добивањето, односно производството на метали и легури од различни минерални сировини и металуршки производи [27, 34, 56, 57]. Таа се занимава и со проучување на преработката на металите и легурите со цел добивање на бараниот облик и постигнување на потребните својства за нивно што порационално искористување.

Во развојот на современата металургија се води тенденција за постојано зголемување на капацитетот на металуршките постројки, што позитивно се одразува врз намалувањето на трошоците за производство по единица производ. Непрекинато се усовршува постоечката технологија, се подобруваат постојните и се воведуваат нови постапки за производство и сè повеќе се применува автоматизација за водење и контрола на процесот на производство. Се подобруваат условите за работа и се води грижа за поголема заштита на животната и работната средина.

Во металуршката преработка постојат три процеси:

- пиromеталуршки процеси (се карактеризира со висока температура која обезбедува соодветна физичко-хемиска трансформација и добивање на соодветен производ);
- хидрометалуршки процеси (добивањето на одредени метали се обезбедува преку обработка на рудата или концентратот во водени раствори со одредени хемиски реагенси и издвојување на корисниот метал од растворот);
- електрометалуршки процеси (можат да бидат со електротермички и електрохемиски карактер. Кај електротермичките процеси електричната струја обезбедува потребна топлина, а кај електрохемиските процеси електричната струја остварува електролитско дејство во растворот или растопот, при што се издвојува металот на катодата кој е исчистен од придружните компоненти. Во современата металургија најчесто се применува топење на рудата и концентратот во електропечки).

За геолошко-економска, односно рударско-економска оценка посебно се значајни техничко-економските ефекти од металуршката преработка на минералните сировини, кои пред сè ги опфаќаат: трошоците за преработка, искористување на металот односно корисните компоненти, големината на капацитетот и показателот за комплексно искористување на минералните сировини.

Во однос на искористувањето на металот, односно корисните компоненти во фазата на металуршка преработка, карактеристично е дека загубите се значително помали во однос при откупувањето и подготовката, односно концентрацијата и обично изнесуваат неколку проценти.

4.3. Економски параметри

4.3.1. Основни карактеристики на инвестирањето

Со поимот инвестиции во економската наука се означува зголемувањето на капиталните фондови, градежните работи, опремата и залихите [4, 35]. Постојат повеќе дефиниции за поимот инвестиции. Најинтересен пристап за дефинирањето на инвестициите се сретнува кај францускиот автор Депален. Тој смета дека под инвестиции не само што се опфаќа создавањето или набавката на фиксни фондови, туку и сите други операции на претворањето на паричните средства во елементи за постојано користење во рудникот во еден подолг период. Всушност, тоа подразбира вложување на паричните средства во следниве елементи:

- вложувања во: земјиште, згради, опрема, транспортни средства, уреди, лиценци, патенти, фабрички знаци, замена на истрошена опрема во производниот процес со нова;
- вложувања во хартии од вредност, кои претставуваат партиципација во профитот;
- износите на средствата потребни за обезбедување на неопходен обем на залихи на: сировини, материјали, готови производи;

- вложувања во усовршување на кадри;
- вложувања во истражувањата;
- вложувања за технички напредок и усовршувања, односно вложувања за намалување на трошоците;
- кредити што рудникот ги одобрува на свои клиенти во постојан износ;
- вложувања во развој на трговската мрежа, односно вложувања за освојување на нови пазари.

Инвестирањето може да се дефинира како сегашно вложување на паричните средства за еден иден период, со намера во иднина да се добие прилив од парични средства со кои ќе се надомести инвестираната сума за времето за кое средствата се вложени со очекуваната стапка на инфлација, како и со пресметана неизвесност за остварување на очекуваниот прилив на парични средства.

Процесот на инвестирање се состои од меѓусебно поврзани активности и тоа: планирање, подготовкa и реализација.

Пред секој рудник се поставува следново основно прашање: Колку капитал да ангажира фирмата на долг рок? Фирмата го приспособува фондот на капиталот во различен временски период. Стапката на инвестирање, всушност, е стапка на приспособување на фондот на капиталот.

Основни карактеристики на инвестирањето, односно инвестициите се:

- инвеститор за инвестирањето, односно кој ќе инвестира;
- предмет на инвестирањето, односно во што ќе се инвестира;
- висина на инвестирањето, односно колку ќе се инвестира;
- очекуваните ефекти, односно зошто се инвестира.

Изворите за формирање на средствата за инвестирање произлегуваат од два вида и тоа:

- од акумулацијата на фирмата и амортизацијата, како основни извори и
- од дополнителни извори (од развојни фондови, од кредити и друго).

Акумулацијата се формира во фирмата, банките, зградите, осигурителните друштва и слично, а како резултат на работењето. Релативната големина на акумулацијата се мери со показателот на стапката на акумулација. Амортизацијата е економска категорија поврзана со постојните фондови. Преку амортизацијата постојните средства ја менуваат својата форма од некој физички предмет, објект и слично во парични средства, како економски надоместок за ангажираните постојани фондови. Тоа значи дека амортизацијата не е само за замена на средствата, туку и за зголемување на фондот.

Сложеноста на инвестициите произлегува и од тоа што постои временска дистанца помеѓу времето на инвестирање и времето на очекуваните, односно проектираниот проекти, затоа што има многубројни влијанија, ризици и неизвесности. Трошоците и приходите се проектираат врз база на претпоставки кои се повеќе веројатни, отколку точно предвидливи. Постојат повеќе методи за рангирање на инвестиционите предлози, меѓу кои позначајни се следниве:

- Методите на период на отплата, што значи бројот на години (или временски периоди) кои се потребни за да се врати почетната инвестиција. Periodот на отплата најчесто се одредува на

недисконтирана основа, но за проектот понекогаш мора да се утврдат и дисконтираните периоди на отплата.

- Методот на нето сегашна вредност (NPV) ја претставува сегашната вредност на идната корисност дисконтирана со соодветниот трошок на капиталот минус сегашната вредност на капиталниот трошок на инвестицијата.
- Методот на интерна стапка на повраток (IRR) претставува дисконтна стапка која ја пресметува сегашната вредност на корисноста во споредба со капиталниот трошок.
- Методот на нето идна вредност (NFV) кој ги претставува вредностите на корисностите од соодветниот трошок на капиталот, минус идната вредност на инвестициониот трошок за истиот трошок на капиталот.

Во продолжение ќе бидат објаснети последните три методи, коишто се сметаат за позначајни при рангирањето на инвестиционите предлози.

4.3.2. Трошоци на работењето, цени и калкулации

Во литературата постојат голем број дефиниции за трошоците, на пример трошоците се парично изразени трошења на средства за работа кои се составни делови за цената на чинење на учиноците, односно ефектите [4, 26, 27, 35, 72].

Трошоците претставуваат еден од најбитните фактори за резултатите од работата на рудникот, бидејќи ефикасното снижување на трошоците ќе предизвика најсигурно совладување на суштинските проблеми во рудникот. Намалувањето на трошоците го зголемува доходот, со што се подобрува материјалната и финансиската положба на рудникот, се подобруваат животните и работните услови, односно се зголемуваат платите на вработените, а со тоа се зголемува развојот на општеството.

Трошењето на основните фактори во производството ги прават основните трошоци, односно трошоците за материјалите (предметите на работа, трошоците на средствата за работа и трошоците на работниците).

Трошоците за материјалите претставуваат само дел од материјалните трошоци, бидејќи другиот дел од материјалите ги сочинуваат трошоците кои немаат сосема материјален карактер: дневници, теренски додаток, производствени и непроизводствени услуги од други фирмии и слично.

Во трошоците за средствата за работа спаѓаат: амортизацијата, осигурувањето и трошоците за одржување.

Во книговодствената евиденција трошоците за одржување се третираат како материјални трошоци, а осигурувањето на средствата како договорни обврски, додека трошоците за работниците ги претставуваат бруто платите во кои се внесени и придонесите.

Од аспект на пресметувањето, трошоците се делат на директни и индиректни трошоци.

Директните трошоци се оние кои може да се евидентираат за единица производ на којшто се однесуваат. Во овие трошоци влегуваат: материјалот за изработка, амортизацијата и платите за изработка.

Индиректните трошоци се сите други трошоци кои по одреден „ключ“ се распределуваат на одделни производи.

Трошоците можат да се поделат и од аспект на промените во обемот на производството и тоа во две групи: фиксни и варијабилни трошоци.

Во еден современ рудник е потребно постојано да се испитуваат, утврдуваат и пресметуваат сите трошоци коишто би можеле да настанат или кои настанале при извршување на определените задачи. Тоа пресметување на трошоците се нарекува калкулација. Калкулацијата служи за:

- утврдување на постојните трошоци;
- контрола на трошоците;
- пресметување на набавната цена, односно на цената на чинење на производите, односно на продажната цена;
- за преземање на мерки поради една натамошна деловна политика.

Основната цел на калкулацијата е контрола на економичноста. Исто така, таа служи и како одличен инструмент за утврдување на цената на производите, односно услугите. За да се пресмета цената на чинење на одделните производи, трошоците, односно елементите за цената на чинење се групираат на следниов начин:

- материјали за изработка;
- амортизација;
- вклучена калкулирана плата за изработка;
- општи трошоци за изработка;
- општи трошоци за стручните служби;
- цена на чинење.

Продажната, односно пазарната цена ја дефинира пазарот, а рудникот може да влијае врз цената на чинење, а со тоа и врз профитот. Од ова произлегува дека профитот зависи од трошоците на работењето т.е. цената на чинење на производот. Елементите од коишто се формира цената на чинење, односно продажната цена, ја даваат структурата на цената.

4.3.3. Трошоци за производство на руда

Трошоците за производство на руда, односно експлоатационите трошоци зависат од применетата откопна метода и од производниот капацитет. При изборот на рударската откопна метода е потребно да се земат предвид повеќе фактори и тоа: геолошки, техничко-економски и организациони [22, 26, 27, 35, 72]. На тој начин ќе се избере најсоодветната рударска откопна метода, со што ќе се сведат експлоатационите трошоци на оптимални. При одредувањето на капацитетот е потребно да се утврди неговата оптимална големина, а тоа е онаа големина која обезбедува најниски трошоци по единица производ и најповолна стапка на рентабилност.

Трошоците можат да се класифицираат спрема различни критериуми. Кај секое производство со одреден капацитет, постојат два вида на трошоци и тоа: менливи и неменливи. За одреден капацитет на производство, карактерот на поединечните трошоци се одредува според нивното однесување кон промената на вредностите за искористување и осиромашување на рудата.

При примена на методата со подетажно зарушување, менливи трошоци се трошоците за: истражување, подготовкa, откупување, личните доходи, амортизацијата и законските и договорните обврски.

Неменливи трошоци се трошоците за: транспорт и извоз на рудата, режијата, вентилацијата, одводнувањето, услугите, флотациската преработка и други трошоци.

При пресметката на трошоците за откупување кај методата со подетажно зарушување мора да се пресметува со два вида на руда, и тоа руда која се добива со изработка на подготвителните работи и со подетажното зарушување.

Заради различниот однос на поединечните количини руда, при промената на степенот на осиромашување и искористување на рудата, се менуваат и трошоците за откупување во функција на искористувањето и осиромашувањето на рудата.

Менливоста на трошоците за амортизација произлегува од пресметката на функционалната амортизација за рударските работи, односно одредувањето на стапката на амортизација спрема животниот век на рудникот.

Пресметката на трошоците, кои освен од степенот на осиромашување и искористување на рудата зависат и од капацитетот на производството.

Трошоците за производство по тон откопана руда опаѓаат со порастот на степенот на осиромашувањето и искористувањето на рудата. Исто така, трошоците за производство по тон откопана руда опаѓаат со порастот на моќноста на рудните тела.

4.3.4. Вредност на тон откопана руда

Вредноста на рудата зависи од содржината на корисните компоненти во рудата. Кај полиметаличните руди, како што се оловно-цинковите руди, вредноста на рудата зависи од содржината на металите во рудата [8, 22, 26, 27, 72].

Содржината на металите во откопаната руда зависи од степенот на осиромашувањето на рудата при откупувањето. Кога осиромашувањето расте тогаш содржината на метал во рудата опаѓа, односно квалитетот на рудата, а со тоа и вредноста на рудата.

Меѓутоа, при истражувањето на најповолните вредности на осиромашувањето на рудата мора да се има предвид дека осиромашувањето влијае и на процесот на флотациската концентрација на рудата. Кај руда со повисоки содржини на метал во процесот на флотациската концентрација се постигнуваат повисоки искористувања на истите и обратно. Одреден степен на осиромашување на рудата повлекува со себе и одреден степен на искористување на рудата од рудното наоѓалиште, бидејќи осиромашувањето и искористувањето на рудата се технолошки условени и се наоѓаат во одредена зависност.

Досегашните истражувања го потврдуваат правилото дека со зголемувањето на осиромашувањето се зголемува и искористувањето на рудата, односно се намалуваат загубите на рудата.

Зависноста помеѓу коефициентот за загубите на рудата, коефициентот на осиромашување, коефициентот на искористување и количината на

изгубената чиста руда по тон откопана руда може да се пресмета со следнава равенка:

$$Q_{gr} = \frac{K_{gr} \cdot (1 - O_r)}{I_r} [t] \quad (4.24)$$

Каде што се:

Q_{gr} – количина на изгубена чиста руда по тон откопана руда;

K_{gr} – коефициент на загуби на рудата.

Со намалување на загубите на рудата се намалуваат загубите на средствата вложени во истражување на наоѓалиштето и изградбата на рудникот.

Од досега кажаното може да се заклучи дека осиромашувањето на рудата има и позитивно и негативно влијание врз економските ефекти на откупувањето и експлоатацијата на рудното наоѓалиште.

4.3.5. Цени на металите на берзата

Најголем дел од минералните размени се одвиваат во рамките на светските пазарни економии и цените на минералите и минералните продукти се одредуваат од факторот на понудата и побарувачката [69]. Современите транспортни средства довеле до појава на светски пазар за многу видови на продукти, така што промената на цената на одреден продукт во еден дел од светот доведува до промена на цената на истиот тој производ во друг дел од светот. Ова е случај за продуктите за коишто има широка побарувачка, соодветни се за транспорт и трошоците за транспорт се мали во однос на вкупната цена на производот. Во последните неколку векови биле формирани и неколку формални пазари т.н. берзи. Така, на пример, базните метали се продаваат и се купуваат на пазарот наречен “London Metal Exchange (L.M.E.)”, додека златото и среброто се продаваат и купуваат на пазарот наречен “London Bullion Market”. Слични пазари се развиени и во други развиени земји, на пример Њујоршкиот пазар на стоки (“Comex”). Бидејќи овие пазари се составени од специјалисти, купувачи и продавачи, кои се во постојана меѓусебна комуникација, цените се осетливи и на најмала промена во светската понуда или побарувачка на одреден производ.

Многу е тешко да се предвидат цените на металите [72]. За краток временски период цените може од многу ниски да се качат на многу високи, а сепак тоа е како последница на голем број влијателни фактори. Постои цела низа на фактори кои имаат влијание врз цените на одделни метали, меѓу кои посебно треба да се нагласи и политиката на цените која ја диктираат владите во одделни држави. Позначајни фактори кои имаат влијание врз цената на металите се: понудата и побарувачката, владините мерки на одделни држави, рециклирањето, замената со други материјали и новите технологии и др.

4.3.6. Приходи, расходи, утврдување и распоредување на резултатите од работењето

Целта на постоењето на рудникот е да ги задоволи побарувањата на некои определени општествени потреби. Вредноста на така создадените производи и услуги, како и другите вредности што рудникот ги остварува во текот на своето работење и тоа за еден определен период, обично една година, се нарекува вкупен приход [4, 35].

Во вкупниот приход, како и кај цената на чинењето, најважен дел е создадениот одвишок, односно добивката. Познато е дека во текот на своето работење рудникот треба да ја надоместува вредноста на потрошениот материјал, услуги, амортизација, потоа вредноста на вложениот труд и да ги покрие општествените придонеси. Рудникот во текот на своето работење треба да се бори не само за материјалната репродукција на средствата, туку и за создавање на вишок кој ќе овозможи проширена репродукција, без која не може да се замисли натамошното развивање на производствените сили.

Како приходи при работењето се сметаат:

- деловните приходи (приходи од продажба на производите, од продажба на материјали, резервни делови, стока, услуги, приходи од субвенции, донацији, компензации и сл.);
- приходите од финансирањето (приходи од финансиски вложувања и камати, пресметани позитивни курсни разлики по девизни подобрувања и сл.);
- вонредните приходи (приходи од пенали, награди, осигурување и сл.).

Во категоријата остварени приходи се сметаат приходите кои се пресметани во книговодствените исправи. Значи, станува збор за фактурирана реализација, односно за износи што се внесени во фактура којашто му е испорачана на купувачот. Фактурираната вредност се внесува во приходите, иако парите сè уште не се добиени.

Како расходи се сметаат:

- деловните расходи (материјалните трошоци т.е. трошоците за материјали, енергија, резервни делови, ситен инвентар и производствени услуги, потоа амортизацијата, нематеријалните трошоци т.е. трошоците за пропаганда, реклами, презентација, исхрана, премии, осигурување, даноци, придонеси кои не зависат од доходот и сл., понатаму вклучените бруто плати и набавната вредност на продадените стоки и материјали);
- расходи на финансирањето (каматите, пресметаните негативни курсни разлики по обврски и побарувања и сл.);
- вонредни расходи (недостатоците, казните, пеналите, штетите и сл.).

Освен овие трошоци, во категоријата на расходи треба да се внесат и трошоците за освојување на ново производство во рударството, трошоци за истражување и откривање на рудно и друго минерално богатство и расходите за спречување на штетни последици што можат да го загрозат квалитетот на животната и работната средина, животот и здравјето на луѓето и др.

Бруто добивката во рудникот се утврдува кога од остварените приходи ќе се надоместат вкупните расходи содржани при продажбата на рудниот концентрат и од другите услуги што ги врши рудникот.

Остварениот доход во рудникот го сочинуваат бруто добивката зголемена за бруто платите содржани во реализираните производи и услуги, односно вклучените плати во цената на чинење на производите од рудникот и на останатите услуги што се вршат во рудникот.

Од остварениот доход се надоместуваат средствата за покривање на загубите од поранешните години, учеството во заедничкиот доход на други рудници (доколку инвеститорот располага со повеќе од еден рудник) и платите на рударите содржани во реализираните производи и други услуги во рамките на рудникот врз основа на тековната работа. Она што ќе остане по овие три надоместувања е профитот.

Од профитот се надоместуваат даночите и придонесите од доходот. Остатокот од профитот се распоредува за акумулација, односно за зголемување на капиталот на инвеститорот, а со тоа и зголемување на влогот во рудникот и резервите.

Рудникот ќе утврди загуби ако:

- од остварените приходи не ги надомести вкупните расходи;
- од остварениот доход не ги надомести обврските врз основа на даноци и придонеси;
- ако на рударите не им ги пресметале платите најмалку во висина утврдена со колективниот договор.

Основно прашање во економиката на производството е: како да се дојде до поголем доход, односно профит? До зголемување на профитот може да се дојде со зголемување на обемот на производството и со намалување на трошоците за материјали. Притоа треба да се има предвид дека овие две барања на прв поглед се контрадикторни, односно со зголемувањето на производството се зголемуваат и трошоците за материјали, енергија, сировини и сл. Овде се мисли на трошоците за материјали по единица производ, а не на вкупниот износ. Постои низа од можности за намалување на вредноста на материјалната компонента по единица производ и тоа кај проектантите што го изработуваат проектот, кај конструкторите, кај рударските машини, кај рударите – менаџери, кај вработените во производството, во комерцијата и др. Коефициентот на разблажување на рудата, степенот на одводнување на копот, геомеханичките карактеристики на косините на коповите, несовремената рударска опрема и лошата технологија во откопувањето на рудата се само мал дел од повеќето влијателни фактори кои имаат големо влијание врз цената на чинење по единица производ, како и врз вкупниот ефект на рудникот.

Исто така, во рудниците многу е важно во процесот на експлоатација на рудата да нема големо разблажување на рудата, со што се намалува квалитетот, односно да има подобро искористување на корисните материјали при преработката, односно збогатувањето.

4.3.7. Пресметка на нето сегашна вредност (NPV)

Нето сегашната вредност (NPV) е разлика помеѓу сегашната вредност на идните парични приливи и одливи од проектот, односно нето сегашната вредност претставува разлика помеѓу трошоците и приходите сведени на сегашна вредност [4, 12, 38]. Со други зборови, годишните парични токови се дисконтираат по однапред одредена дисконтна стапка на нулта година, односно година на имплементација. Дисконтната стапка претставува стапка на временска преференција која поврзува два различни временски моменти, односно стапка која не прави индиферентни помеѓу одреден износ во сегашноста и соодветен износ во иднината (или минатото). Тоа општо може да се напише на следниот начин:

$$NPV = \sum_{t=0}^n (CL_t - CO_t) \cdot a_t \quad (4.25)$$

Каде што се:

NPV – нето сегашна вредност;

n – број на години на проектот;

CL_t – готовински прилив во текот на годината t;

CO_t - готовински одлив во текот на годината t;

a_t – дисконтен фактор во текот на годината t.

Дисконтниот фактор е реципрочна вредност од факторот на сложен интерес, односно:

$$a_t = \frac{1}{q^n} \quad (4.26)$$

Каде што се:

qⁿ - фактор на сложен интерес.

Коефициентот на факторот на сложен интерес се пресметува на следниов начин:

$$q^n = (1 + p)^n \quad (4.27)$$

Каде што се:

p – камата;

n – број на години.

Пресметувањето на NPV може да се врши и со следнава равенка, кога капиталната инвестиција е нецелосно извршена во време t = 0, која гласи:

$$NPV = \frac{A_1}{(1+k)^1} + \dots + \frac{A_n}{(1+k)^n} - I_o - \frac{I_1}{(1+k)^1} - \dots - \frac{I_n}{(1+k)^n} \quad (4.28)$$

$$NPV = \sum_{n=1}^N \frac{A_n}{(1+k)^n} - \sum_{n=0}^N \frac{I_n}{(1+k)^n}$$

Каде што се:

A_n - ги претставува готовинските приходи или бенефити по оданочувањето на крајот од секој период n;

k - претставува употребена дисконтна стапка;

I_n - се капиталните трошоци (т.е. FC + WC) за проектот на почетокот од секој период n ;

FC – фиксен капитал, основни средства;

WC – работен капитал, обртни средства;

N - животен циклус на проектот кој се состои од „n” периоди;

Σ - грчки симбол сигма кој означува „збир од”.

Важно е да се нагласи дека доколку инвестиралиот капитал се протега во период од повеќе временски периоди, а не како вкупна сума на почетокот од проектот, тогаш и инвестираните износи мора да се дисконтираат и соберат пред да се одземат од износот на дисконтиралиот прилив на готовина. Со други зборови, упростените релации што ја објаснуваат NPV би биле:

$$NPV_k = \Sigma(PV \text{ бенефити})_k - \Sigma(PV \text{ трошоци})_k$$

$$NPV_k = \Sigma PV(\text{бенефити} - \text{трошоци})_k$$

(4.29)

$$NPV_k = \Sigma PV(\text{Нето готовински проток})_k$$

$$NPV_k = \Sigma PV(\text{кол.} \cdot \text{ед. цена} - \text{опер. трош.} - \text{данок} - \text{фикс. капитал} - \text{раб. капитал})_k$$

Нето сегашната вредност ја покажува способноста на проектот да ги врати вложените средства во него. Кога предзнакот е позитивен, тогаш соодветната вредност покажува за колку време проектот започнува да враќа повеќе средства од вложените. Кога предзнакот е негативен, тогаш соодветната вредност покажува всушност колку се фактичките загуби. Поради ова, нето сегашната вредност се смета за клучен елиминационен критериум за оценка на даден проект. Доколку проектот има позитивна нето сегашна вредност може да се разгледува како квалификуван за реализација, ако нето сегашната вредност има негативен предзнак, тогаш проектот ќе се смета за неприфатлив.

4.3.8. Метод на стапка на интерен повраток (IRR)

Интерната стапка на повраток, понекогаш наречена и стапка на повраток на дисконтиралиот готовински прилив (DCFROR) или едноставно стапка на повраток (ROR), се дефинира како дисконтирана стапка што ја утврдува вкупната сегашна вредност на очекуваниот готовински приход по оданочувањето или бенефитите, во споредба со вкупната сегашна вредност на капиталните трошоци т.е. работниот капитал и фиксниот капитал [4, 38]. Поедноставно кажано, IRR ја претставува онаа стапка која се открива со обиди и грешки при што $NPV = 0$. Равенката за пресметување на интерната стапка на враќање гласи:

$$IRR = \sum_{n=1}^N \frac{A_n}{(1+r)^n} - \sum_{n=0}^N \frac{I_n}{(1+r)^n} = 0 \quad (4.30)$$

Со други зборови, кога:

$$\sum (\text{PV бенефити})_r - \sum (\text{PV трошоци})_r = 0 = \text{NPV}_r, \text{ тогаш } r = \text{IRR} \quad (4.31)$$

Овде ни се познати капиталните трошоци со вредности $I_1, I_2, \dots I_N$, како и приливот на приходите по оданочувањето со вредности $A_1, A_2, \dots A_N$, но не ја знаеме r , интерната стапка на повраток. На тој начин имаме равенка со една непозната, а можеме да ја решиме со обидување и грешење за r . За некои вредности на r збирот на дисконтираните приходи се изедначува со иницијалниот трошок на проектот, така што равенката добива вредност еднаква на нула. Таа вредност на r ја дефинираме како интерна стапка на повраток, односно враќање (IRR). Значењето на интерната стапка на повраток е во тоа што доколку има вредност која е поголема од маргиналниот трошок на капиталот за фирмата, тогаш вредноста на фирмата ќе расте. Во тој случај од проектот со највисок IRR се очекува најмногу да ја зголеми вредноста на фирмата. Сепак, при донесувањето на одлуката мора да се земе предвид и проектниот ризик.

5. ВЕРИФИКАЦИЈА НА МЕТОДОЛОГИЈАТА ЗА ОПТИМИЗАЦИЈА НА ИСКОРИСТУВАЊЕТО (ЗАГУБИТЕ) ПРИ ПОДЗЕМНО ОТКОПУВАЊЕ НА КОНКРЕТНО РУДНО НАОГАЛИШТЕ ВО РУДНИКОТ „САСА”

5.1. Опис на објектот

Рудникот за олово и цинк „САСА” - Македонска Каменица со повторно производство започна во јуни 2006 год. по пауза од три години кога се вршеше трансформација на сопственоста, а веќе од јули 2006 год. реализираа производство во рамките на годишниот план од 700.000 тони сува руда. Преработката на рудата со најсовремена флотација во Југоисточна Европа овозможува да се произведува висококвалитетен селективен концентрат на олово и цинк метал.

Досегашната експлоатација во ревирот „Свиња Река” се одвиваше и сè уште се одвива со примена на следниве откопни методи:

- подетажна откопна метода со зарушување на рудата и соседните карпи - шведска варијанта за откопување на оруднувањето помеѓу хор. XII и хор. XIII;
- подетажна метода за откопување со рушење на кровината озгора-надолу и времено оставање на заштитни столбови за откопување на неоткопаниот дел од оруднувањето помеѓу хор. XV–XVI, хор.XVI–XIVb, хор. XIVb–990, хор. 990–910 и хор. 910–830.

Врз основа на рударско-геолошките услови, технологијата на откопување, планираниот произведен капацитет, обемот на откопната подготовка и перформансите на товарно-транспортната механизација во подлабоките делови на ревирот „Свиња Река” (хор.XIVb-830) се издвоени три независни производни хоризонти како посебни единици, и тоа:

- произведен хоризонт XIVb–990;
- произведен хоризонт 990–910;
- произведен хоризонт 910–830.

Производниот хоризонт XIVb-990 на просторот помеѓу геолошките профили 600 и 1.200 е поделен на два производни блока, и тоа: блок 1 (геолошки профил 600-900) и блок 2 (геолошки профил 900-1.200), со вертикална висина од 75 м.

Производниот хоризонт 990-910, исто така, е поделен на два производни блока и тоа блок 1 и блок 2 со граници, како и претходниот произведен блок, со таа разлика што вертикалната висина на овој хоризонт е усвоено да изнесува 80 м.

Произведен хоризонт 910-830 е најдлабокиот произведен хоризонт, со вертикална висина од 80 м, во кој исто така ќе бидат формирани два откопни блока, блок 1 и блок 2 (во интервалот меѓу геолошките профили 600 и 1.200), со поединечна должина од 300 м и вертикална висина од 80 м.

Доколку во идниот временски период со истражувањето се утврдат рудни резерви северно од геолошкиот профил 1.200-1.200' можно е да бидат формирани и други откопни блокови.

5.2. Дефинирање на проблемот

Потребно е да се изврши оптимизација на искористувањето (загубите) и осиромашувањето при подземно откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ во Рудникот за олово и цинк „САСА“ – М. Каменица, на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

5.3. Геолошки рудни резерви

5.3.1. Начин на истражување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

При геолошките истражувања на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 беа изработени шест длабоки површински истражни дупнатини. Истражните дупнатини беа изведени по профилски линии со азимут од 60° , на секои 200 метри од профил 700-700', до профил 1.300-1.300', по длабина до хоризонт 830.

Истражувањето се реализираше по фази. Во првата фаза во текот на 2007 година истажувањето се одвиваше на југ од профил 700-700', до профил 1.300-1.300'. Од профил 1.300-1.300', па на север до профил 3.000-3.000' ќе треба да се потврдат сите рудни тела кои се наоѓаат во овој дел до хоризонт 830, при што овие истражувања ќе се реализираат во наредниот период, во зависност од развојните планови на Рудникот „САСА“.

5.3.2. Рудни резерви

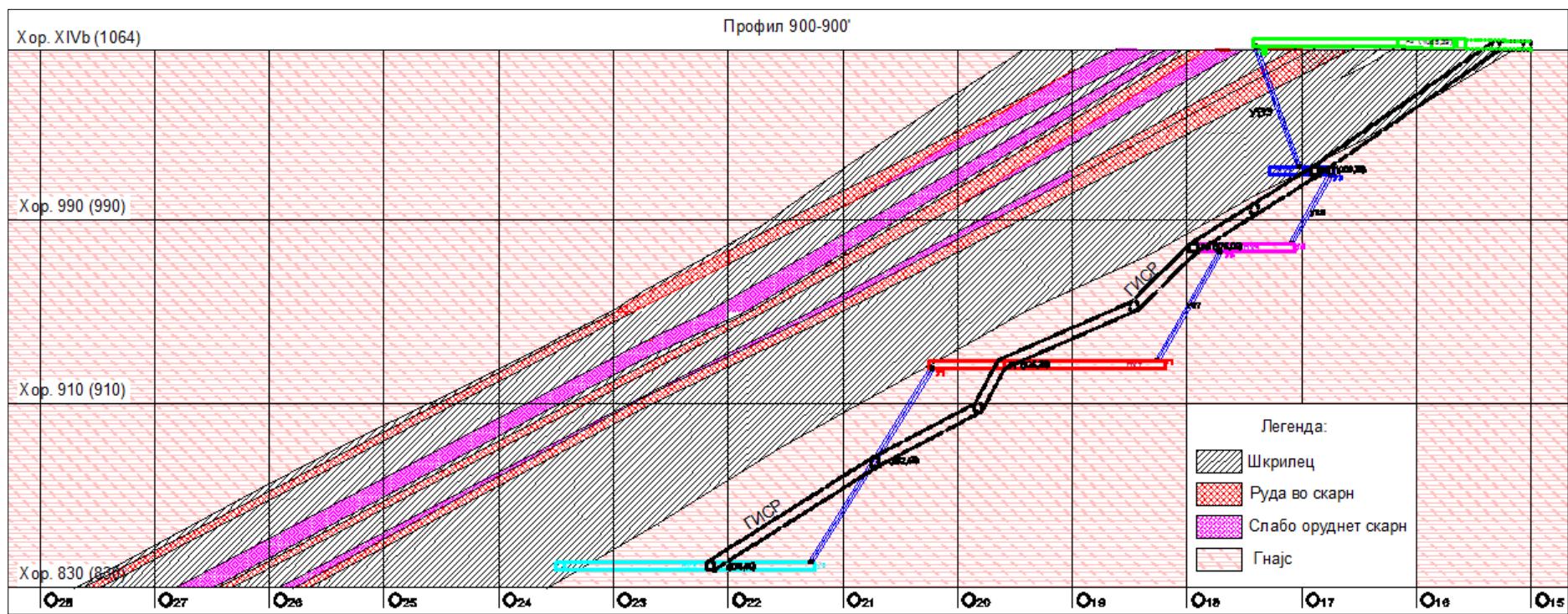
Анализата на сировинската база на едно рудно наоѓалиште е многу значаен процес за донесување на конечна одлука за започнување со негова експлоатација. Пресметката на геолошките и експлоатабилните количества на рудни резерви е основа за сите понатамошни активности: планирање, проектирање, изградба, отворање, разработка и откопување на рудното наоѓалиште.

За пресметка на геолошките рудни резерви е користена методата на паралелни хоризонтални профили, која метода за пресметка на резервите во Рудникот „САСА“ успешно се користи неколку децении. Притоа како влезови во пресметките се користени податоците добиени од истражните работи и непосредните мерења, меѓу кои се: средната содржина на олово и цинк, средната дебелина на рудните тела, волуменската тежина на рудата и висината помеѓу хоризонтите.

Табела 5.1. Вкупни геолошки рудни резерви од Елаборатот за пресметка на рудните резерви на интервалот XIVb - 830 (Блок 1 + Блок 2), Ревир „Свиња река”.

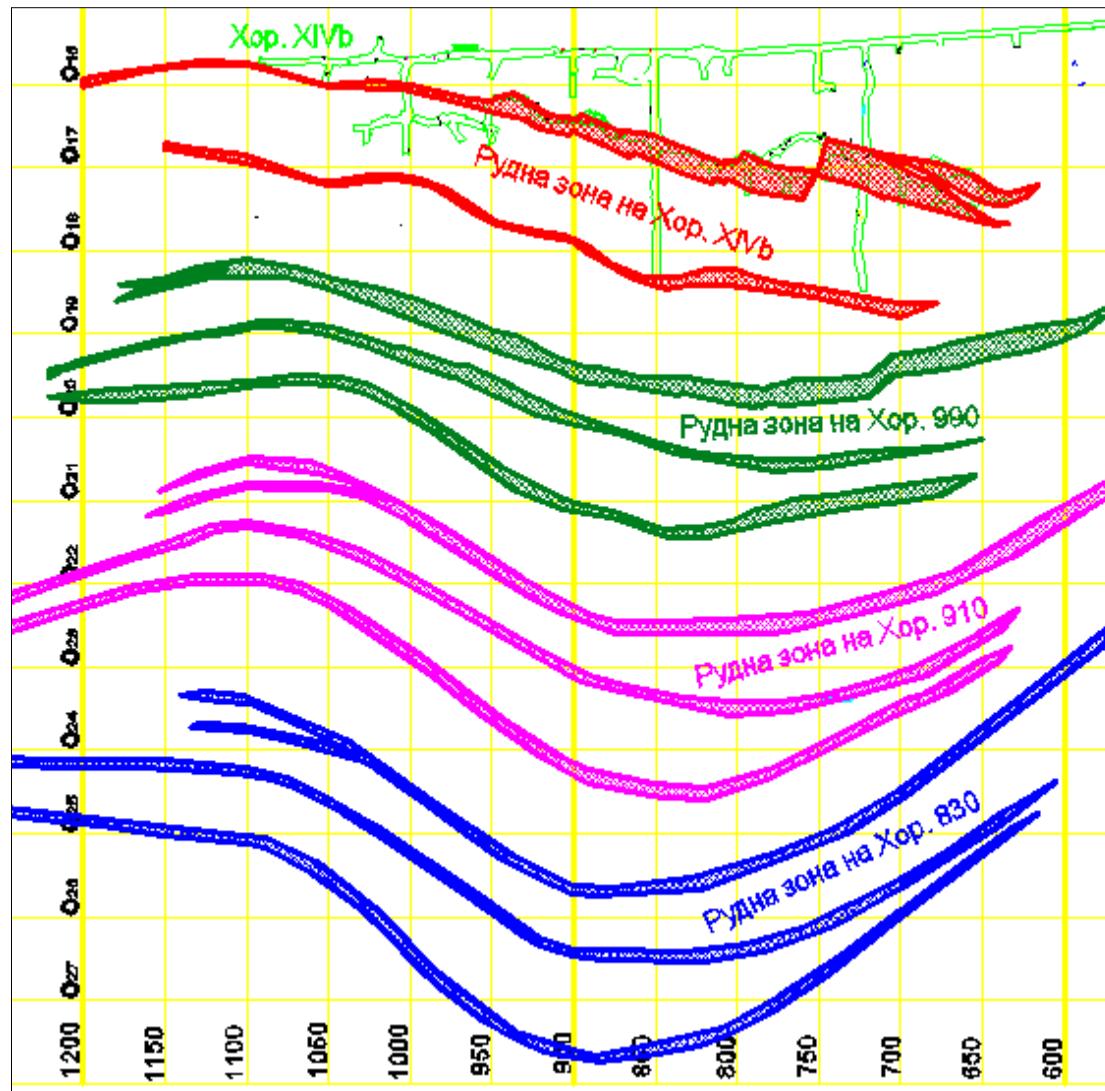
Table 5.1. Total geological ore reserves based on Elaborate for calculation of ore reserves on interval XIVb -830 (Block 1+Block2), mine district “Svinja reka”

Хоризонт	Вкупно (Блок 1 + Блок 2)				
	Q(t)	Pb(%)	Zn(%)	Pb-метал(t)	Zn-метал(t)
Хор. XIVb –Хор.990	2.963.593	5,28	4,99	156.409	148.010
Хор.990 – Хор. 910	3.337.183	5,01	4,13	167.312	137.794
Хор.910 – Хор. 830	2.821.395	4,83	3,71	136.288	104.754
Вкупно	9.122.171	5,04	4,28	460.009	390.558



Слика 5.1. Карактеристичен геолошки профил на рудното наоѓалиште Свиња Река (пр. 900 – 900')

Figure 5.1. Characteristic geological profile of Svinja Reka ore deposit (sec. 900–900')



Слика 5.2. Ситуациона геолошка карта на наоѓалиштето „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хор. XIVb и 830
Figure 5.2. Situational geological map on ore deposit “Svinja reka” between hor. XIVb and 830

5.4. Одредување на производниот капацитет на рудникот

5.4.1. Одредување на производниот капацитет на рудникот според “Taylor’s Law”

Една од најзначајните функции на еден проект е одредувањето на нивото на операциите за производството, со цел да се максимизира враќањето на инвестициите.

Во прва инстанца, производниот капацитет може да биде одреден со примена на една или повеќе икуствени формули. Една од нив е т.н. Тейлоров закон, доста точна како кај површинската, така и кај подземната експлоатација. Таа се користи во прелиминарни проценки и за проверка на капацитетите одредени со рационална анализа. Тейлоровиот закон го изразува посакуваниот капацитет, како функција од квантитетот на рудните резерви.

Производниот капацитет се пресметува според равенката 4.1 (страница 55), при што производниот капацитет на рудникот ќе биде:

$$Q = \frac{5 \cdot (9.122.171)^{3/4}}{355} = \frac{5 \cdot (9.122.171)^{0,75}}{355} = 2.338 \text{ t/den}$$

Каде што очекуваните геолошки рудни резерви изнесуваат: 9.122.171 t (табела 5.1.).

5.4.2. Одредување на производниот капацитет на рудникот според регресивната анализана “Mosher at al”

Оваа икуствена формула денес сè повеќе се среќава при одредувањето на производниот капацитет на даден рудник.

Формулата е заснована на актуелните производни капацитети на постоечките рудници. Бидејќи базата на податоци не ги вклучува оние рудници кои биле затворени прерано, таа дава резултат на негативна страна дури ако значаен влез на мошне докажани резерви се содржани во одредувањето на предвидените резерви.

Производниот капацитет се пресметува според равенката 4.3 (страница 55), при што производниот капацитет на рудникот ќе биде:

$$Q = \frac{200 \cdot (9.122.171)^{1/2}}{355} = \frac{200 \cdot (9.122.171)^{0,5}}{355} = 1.702 \text{ t/den}$$

5.4.3. Оптимален производен капацитет на рудникот

Оптималниот капацитет е добиен како средна вредност на капацитетите добиени врз основа на претходните равенки, со земање предвид на ограничувањето на производниот капацитет од аспект на можностите за извоз на ровната руда.

Пресметката на годишниот капацитет на рудникот, со усвоен дневен капацитет добиен според равенката за Тejлоровиот закон, е следнава:

$$Q_t = Q_{dn} \times n_{rdg} = 2.338 \times 355 = 829.990 \text{ t/god.}$$

Пресметката на годишниот капацитет на рудникот, со усвоен дневен капацитет добиен според равенката за регресивна анализа, е следнава:

$$Q_m = Q_{dn} \times n_{rdg} = 1.702 \times 355 = 604.210 \text{ t/god.}$$

Од овде следува дека оптималниот капацитет изнесува:

$$Q_{sr,g} = (Q_t + Q_m)/2 = (829.990 + 604.210)/2 = 717.100 \text{ t/god.}$$

Усвојуваме годишниот капацитет на рудникот да изнесува:
 $Q_g = 750.000 \text{ t/god.}$

5.4.4. Капацитет на откопите

Капацитетот на откопот зависи од повеќе фактори и тоа:

- доджината на напредувањето;
- висината на подетажата;
- брзината на дупчење;
- капацитетот на транспортот;
- организацијата на работата и др.

Бидејќи во истовремена работа ќе се наоѓаат два рудни блока, тогаш поединечното производство на блоковите ќе изнесува: $Q_g = 375.000 \text{ t/god·blok.}$

Работата ќе биде организирана така што ќе се работи во три смени на ден и 355 работни денови во годината. Од овде може да се добие сменското, односно дневното производство на откопот и тоа изнесува:

$$Q_{den} = 375.000 \text{ t/god.} : 355 \text{ r.d./god.} = 2.112,66 \text{ t/den}$$

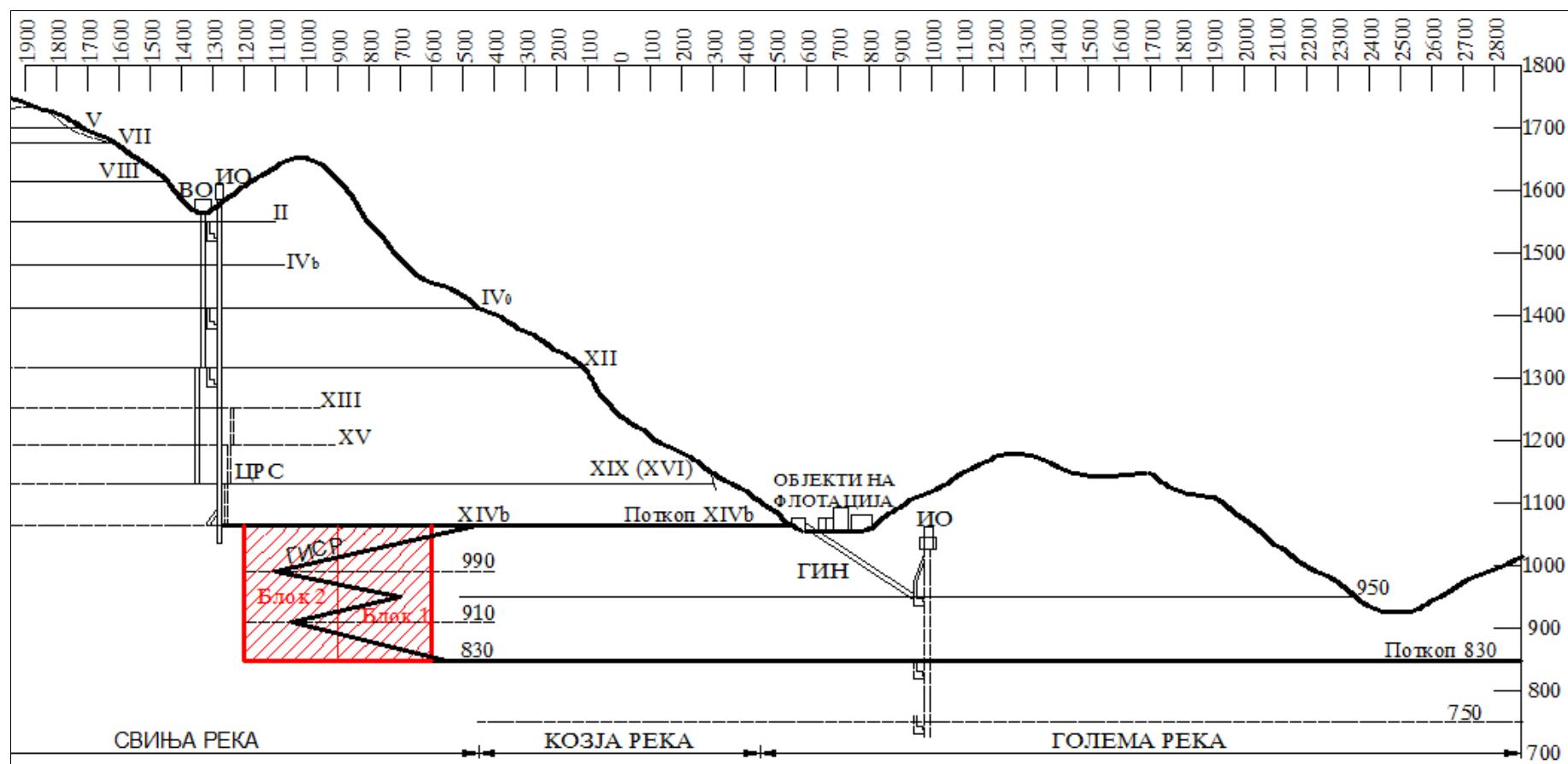
Времето потребно за откупување на вкупните рудни резерви зависи од степенот на искористување и осиромашување на рудата при откупувањето и се пресметува според равенката 4.2 (страница 55).

5.5. Отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ за подземна експлоатација на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

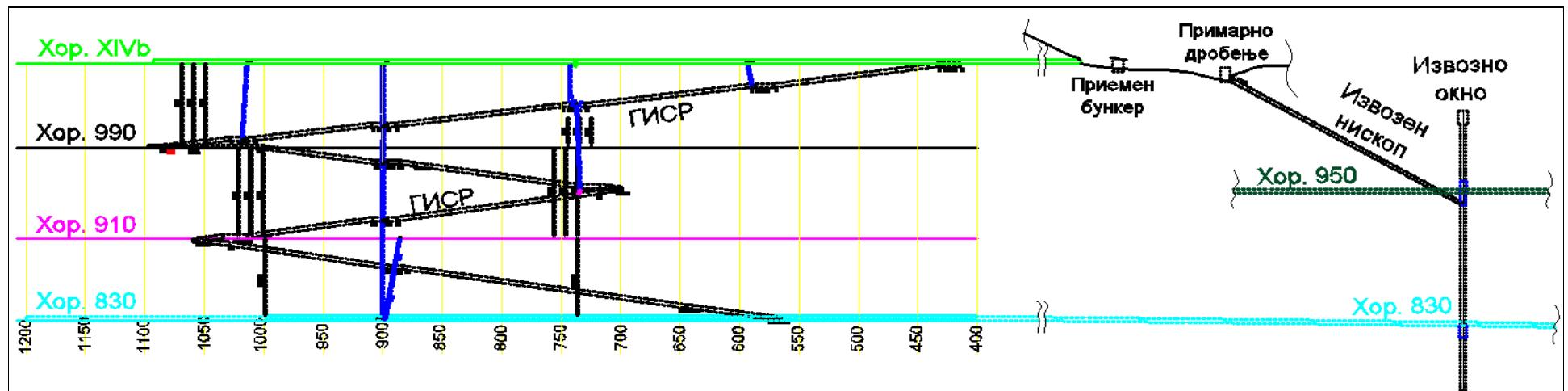
Врз основа на рударско-геолошките услови, меѓу кои: формата, големината, падот, длабочината на залегнување, квалитетот на оруднувањето, физичко-механичките својства на рудата и придржните карпи, како и можностите за искористување на веќеизградените постоечки рударски објекти, извршен е избор на локацијата на објектите и начинот за отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Врз основа на гореизнесените факти е усвоена варијанта на комбинирано отворање (слика 5.3 и слика 5.4.), односно:

- отворање со Главна извозно-сервисна рампа (ГИСР), која ќе се изработува од Поткопот на хор. XIVb до хор.830, со влез лоциран на геолошки профил 450-450' и
- продолжување на Поткоп 830, до ревир „Свиња Река“, до геолошкиот профил 1.200 -1.200'.



Слика 5.3. Надолжен пресек на Рудник „САСА“
Figure 5.3. Longitudinal section of the "Sasa" mine



Слика 5.4. Надолжен пресек на ревир „Свиња Река”,
со приказ на објектите за отворање и разработка на подлабоките делови
Figure 5.4. Longitudinal section of the mine district "Svinja Reka",
with a review of facilities for opening and development on deeper parts

5.5.1. Технички опис на објектите за отворање и разработка

Во продолжение на текстот ќе биде даден краток опис на објектите за отворање и разработка на рудното наоѓалиште во подлабоките делови од ревирот „Свиња Река”, кои ќе бидат во функција на идната експлоатација на наоѓалиштето во интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

5.5.1.1. Главна извозно - сервисна рампа (ГИСР)

ГИСР ќе се изработува во јаловина, односно нејзината траса ќе минува во подинската серија на гнајсеви. Нејзината должина изнесува околу 2.000 m. Трасата на ГИСР ја сочинуваат пет делници со променлив наклон. Наклонот од XIVb до 990 е 12,5%, бидејќи на овој дел одвозот на рудата ќе се врши со камиони по нагорнина, додека на останатиот дел од трасата наклонот ќе биде 14%. На деловите каде што се предвидени пречници и комори трасата ќе биде скоро хоризонтална. Кривините ќе бидат изведени со минимален радиус на кривини $R_{min} = 20$ m, а наклонот ќе изнесува 10 %.

Со цел да се избегнат големите транспортни должини, а со тоа и високите трошоци за одвоз на материјалот добиен од изработката на ГИСР предложено е нејзината изработка да биде во две фази:

- I фаза: изработка на ГИСР од хоризонт XIVb до ниво на хоризонт 910, ($L \approx 1.400$ m);
- II фаза: изработка на ГИСР од хоризонт 910 до ниво на хоризонт 830 ($L \approx 600$ m).

Профилот на рампата е усвоен да биде во форма на висок полукружен свод, со следните основни димензии на светлиот профил:

- ширина во основата: $B = 3.500$ mm;
- висина на боковите: $H_1 = 1.750$ mm;
- полупречник на сводот: $r = 1.750$ mm;
- вкупна висина на профилот: $H = 3.500$ mm;
- светла површина на профилот: $S = 11$ m^2 .

На делниците каде што работната средина е нестабилна ќе се врши подградување со еластична подграда, формирана од:

- прскан бетон;
- челична мрежа;
- анкери и
- челични рамки.

За дупчење на минските дупчотини ќе се користат електрохидраулични дупчалки од типот "Rocket BOOMER 281", со една дупчечка гранка, со лафет тип BMH 2837 и хидраулички дупчечки чекан СОР 1838, производство на фирмата Atlas Copco. Напредувањето од едно минирање е $L = 3$ m.

Потребното време за затворање на работните операции за еден циклус на напредок од три метри е $t = 18,05$ h. Бидејќи се работи во три смени, се добива дека се напредува по еден метар во смена ($L_{sm} = 1$ m/smena).

Коефициентот на нерамномерно работење (или т.н. „изгубени смени“ од разни причини) е $k = 1,10$, па годишно би се изработиле околу $L_{\text{год}} = 959 \text{ m}^3/\text{год}$. Вкупното време за изработка на ГИСР ќе изнесува околу три години.

При изработката на ГИСР (хор.XIVb – 830) за товарање и извоз на јаловиот материјал ќе се користи комбинација од транспортни средства: товарачи – јамски камиони. За товарање и одвоз на јаловината од челото до претоварното место ќе се користи товарач на дизел погон WAGNER ST-3,5D, производство на фирмата Atlas Copco, а за транспорт и извоз на јаловината ќе се користат јамски камиони тип MT2000.

За сервисирање на јамата со репроматеријали и превоз на работниците ќе се користи сервисно возило за превоз на луѓе “Paus Minca”.

Економски параметри за изработка на ГИСР

Инвестициските вложувања што се потребни за отворање и разработка на рудното наоѓалиште изнесуваат околу 4.086.088 US\$. Во овој труд ќе биде разгледан случај каде што овие средства ќе бидат набавени преку земање на кредит со вредност од 5.000.000 US\$ и годишна каматна стапка од 8%. Периодот за враќање на кредитот ќе биде десет години, со три години на грејс период.

- Капитални трошоци за опрема за изработка на ГИСР

Капиталните трошоци за изработка на ГИСР ги сочинува следнава опрема:

Табела 5.2. Единична цена на опремата за изработка на ГИСР
Table 5.2. Unit Price of equipment for development of GISR

Вид на опрема	Единична мерка	Единична цена (US\$)
Електрохидраулична дупчалка - Rocket BOOMER 281	парче	466.898
Товарач - WAGNER ST-3,5D	парче	493.793
Јамски камион - MT2000	парче	507.854
Сервисно возило за превоз на луѓе - Paus Minca	парче	145.667
Машина за прскан бетон - MAI M400NT	парче	27.304
Вентилатор - Zitron GEL 6-15/2	парче	9.406
Вентилатор - Korfmann KGL250 (500 kW)	парче	204.780
Флексибилни цевки	m'	52
Систем за експанзија	парче	956
Приклучок за вентилатор 600/700	парче	683
Пумпи	парче	5.461
Цевки	m'	22
Шахти	парче	3.413

Вкупните капитални трошоци за изработка на ГИСР изнесуваат приближно 3.617.230 US\$.

Потребно е да споменеме дека од практични искуства е земено дека работниот век на механизацијата е седум години. По седмата година е потребно да се изврши обновување на опремата.

- Нормативи при изработка на ГИСР

Табела 5.3. Вкупни материјални трошоци

Table 5.3. Total material costs

Ред.бр.	Работна операција/Вид на трошок	Цена на чинење (\$/m')
1.	Дупчење и минирање	132,64
2.	Проветрување и одводнување	30,08
3.	Товарање и одвоз	95,58
4.	Подградување и постав.патос	221,45
Вкупно		479,74
5.	Допрема на материјали (+15%)	71,96
6.	Трошоци за одржување на опрема	17,07
7.	Трошоци за амортизација на опрема	54,61
Се вкупно		623,38

Табела 5.4. Норматив на работна сила

Table 5.4. Norm on manpower

Ред. бр.	Работна операција	Норматив на работна сила (надници/m')
1.	Дупчење и минирање	1
2.	Проветрување и одводнување	0
3.	Товарање и одвоз	0,4166
4.	Подградување и поставување патос	2,47
Вкупно надници		3,8866

Од практични искуства е усвоено бруто трошоците за една надница да изнесуваат 54.608 \$/надница, па одовде се добива дека вкупните трошоци за плати на вработените изнесуваат 212,24 \$/m'.

- Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен ГИСР

Вкупни оперативни трошоци=вкупни материјални трошоци + трошоци за плата

$$\text{Вкупни оперативни трошоци} = 623,38 + 212,24 = 835,62 \approx 836 (\$/m')$$

рампа

Цената на чинење за изработка на 1 м должен главна извозно-сервисна рампа е пресметана и изнесува 836 \$/m'.

На овие трошоци треба да се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

Вкупните инвестициски вложувања, односно вкупните оперативни трошоци за изработка на главната извозно-сервисна рампа ќе изнесуваат:

$$2.000 \text{ m} \times 836 \text{ \$/m'} = 1.672.000 \text{ US\$ (американски долари)}$$

Односно, оперативните трошоци за изработка на ГИСР зголемени за 10% изнесуваат:

$$1.672.000 + 167.200 = 1.839.200 \text{ US\$}$$

5.5.1.2. Продолжување на Поткоп 830 кон север до границата на оруднувањето

Поткопот 830 е капитален рударски објект кој бил изработен најпрвин како истражен, а потоа и како капитален рударски објект за отворање и експлоатација на рудното наоѓалиште во ревирот „Голема Река”.

Поткопот 830 е долг околу 4 km (≈ 4031 m), тој е изработен од површината со влез на кота 820,50 m и координати X=4.661.888; Y=7.628.889 (под патот Македонска Каменица – Рудник „САСА”).

Овој поткоп е во исправна состојба и по него се врши шински транспорт на рудата до прифатниот бункер за скрап-окното и транспорт на јаловината до површината. Поткопот на хор. 830 претставува и главен вентилацијски Поткоп на чијшто влез е инсталiran вентилатор со кој загадената воздушна струја се исфрла на површината.

Факторите кои биле значајни при одредувањето на елементите на Поткоп 830 биле:

- концепцијата за отворање на рудното наоѓалиште „Голема Река” и
- намената на Поткопот во отворањето и експлоатацијата на наоѓалиштето „Голема Река”.

Со геометриските елементи коишто ги има Поткопот 830, тој зазема таква положба што со негово продолжување за околу 2.200 m, истиот може да се вклопи во геометријата на истражните работи на рудното наоѓалиште во ревирот „Свиња Река”, а подоцна и во концепцијата за отворањето и разработката на ревирот „Свиња Река” на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Поткопот 830 како капитален рударски објект ќе служи најпрвин за доистражување на наоѓалиштето „Свиња Река”, односно потврдување на геолошките рудни резерви, а потоа за транспорт на рудата до извозното окно во „Голема Река”, која ќе се откупува на производните хоризонти: 990-910 и 910-830 и гравитационо ќе се спушта на хор. 830 преку централни рудни сипки. Освен тоа, поткопот ќе служи и за одвоз на јаловината до површината, превоз на вработените, сервисирање на откопните блокови со репроматеријали, довод на погонска енергија и вентилација.

Локацијата на поткопот е условена од:

- протегањето на рудното наоѓалиште,
- конфигурацијата на теренот и
- физичко-механичките карактеристики на работната средина.

Продолжувањето на поткопот кон север започна да се врши од првично изработената состојба на поткопот (400 m северно од извозното окно во „Голема Река“), па сè до границата на оруднувањето во ревирот „Свиња Река“, односно геолошкиот профил 1.300, или со должина околу 2.200 m.

Димензионирањето на досегашните делници од поткопот е извршено врз основа на габаритите на транспортните средства кои се користени во фазата на неговата изработка, а подоцна и експлоатација.

Бил усвоен ниско засводен пресек на профилот на ходникот со следниве димензии:

- ширина: $B = 2.800 \text{ mm}$;
- висина: $H = 2.950 \text{ mm}$.

Основните димензии на профилот на новите делници од Поткоп 830 се усвоени според габаритите на рударската опрема која ќе се движи низ поткопот и техничките прописи за слободните растојанија од работите на опремата и страните на профилот.

Предвидено е профилот на поткопот да биде во форма на висок полукуружен свод, со следните основни димензии на светлиот профил:

- ширина во основата: $B = 3.000 \text{ mm}$;
- висина на боковите: $H_1 = 1.700 \text{ mm}$;
- полупречник на сводот: $r = 1.500 \text{ mm}$;
- вкупна висина на профилот: $H = 3.200 \text{ mm}$;
- светла површина на профилот: $S = 8,6 \text{ m}^2$.

Поголеми димензии на профилот на ходникот на хор. 830 се потребни и од аспект на вентилацијата, ако се има предвид дека вентилацијата при изработката на истиот ќе се врши сепаратно, а овој ходник во подоцнежниот период на експлоатација на овој дел од наоѓалиштето ќе биде главен вентилативски ходник и ходник за одводнување. При изработката на Поткоп 830 одводнувањето ќе биде исклучиво гравитационо, бидејќи истиот е изработен и ќе се изработува со наклон од 3‰.

На делниците каде што работната средина е нестабилна ќе се врши подградување со еластична подграда исто како и при изработката на ГИСР.

За дупчење на минските дупки при изработка на Поткоп 830 ќе се користи средно-тешка рачна дупчалка тип BBD 90W – PANTER. Напредувањето од едно минирање е $L = 1,6 \text{ m}$.

Потребното време за затворање на работните операции за еден циклус на напредок од $L = 1,6 \text{ m}$ е $t = 12,0 \text{ h}$. Бидејќи се работи во три смени, се добива дека се напредува по осумдесет сантиметри во смена ($L_{sm} = 0,8 \text{ m}'/\text{smena}$).

Коефициентот на нерамномерно работење (или т.н. „изгубени смени“ од разни причини) е $k = 1,10$, па годишно би се изработиле околу $L_{god} = 767 \text{ m}'/\text{god}$. Вкупното време за изработка на Поткоп 830 ќе изнесува околу три години.

При изработката на Поткоп 830 за товарање и извоз на јаловиот материјал ќе се користи комбинација од товарни и транспортни средства: собирно-товарна машина TRIDENT TS71 LOADER, бункер вагон (вагон со подвижно дно) - ВПК 7Б и акумулаторска локомотива АМ8Д.

Економски параметри за изработка - продолжување на Поткоп 830

- Капитални трошоци за опрема за изработка на Поткоп 830

Капиталните трошоци за изработка на Поткоп 830 ги сочинува следнава опрема:

Табела 5.5. Единична цена на опремата за изработка на Поткоп 830

Table 5.5. Unit Price of equipment for development of adit 830

Вид на опрема	Единична мерка	Единична цена (US\$)
Рачен дупчечки чекан - PANTER - BBD 90W	парче	2.389
Собирно-товарана машина - TRIDENT TS71 LOADER	парче	56.000
Бункер вагон (вагон со подвижно дно) - ВПК 7Б	парче	54.608
Аку - локомотива АМ8Д	парче	80.000
Машина за прскан бетон - MAI M400NT	парче	27.304
Вентилатор - Zitron gEL 7-30/2	парче	12.655
Korfmann APXE	парче	8.874
Флексибилни и овални цевки	m'	52
Систем за експанзија	парче	956
Приклучок за вентилатор 700/900	парче	683

Вкупните капитални трошоци за изработка на Поткоп 830 изнесуваат приближно 468.857 US\$.

Потребно е да споменеме дека од практични искуства е земено дека работниот век на механизацијата е седум години, освен за аку-локомотивата, собирно-товарната машина, па и бункер вагонот кај кои работниот век е десет години. При што е потребно да се изврши обновување на опремата.

- Нормативи при изработка - продолжување на Поткоп 830

Табела 5.6. Вкупни материјални трошоци

Table 5.6. Total material costs

Ред.бр.	Работна операција/Вид на трошок	Цена на чинење (\$/m')
1.	Дупчење и минирање	94,24
2.	Проветрување и одводнување	47,89
3.	Товарање и одвоз	95,58
4.	Подградување и постав.патос	166,76
Вкупно		404,47
5.	Допрема на материјали (+15%)	60,67
6.	Трошоци за одржување на опрема	13,65
7.	Трошоци за амортизација на опрема	132,42
Сè вкупно		611,21

Табела 5.7. Норматив на работна сила

Table 5.7. Norm on manpower

Ред.бр.	Работна операција	Норматив на работна сила (надници/m')
1.	Дупчење и минирање	1,41
2.	Проветрување и одводнување	0
3.	Товарање и одвоз	0,88
4.	Подградување и поставување патос	1,67
Вкупно надници		3,96

Од практични искуства е усвоено бруто трошоците за една надница да изнесуваат 54.608 \$/надница, па одовде се добива дека вкупните трошоци за плати на вработените изнесуваат 216,25 \$/m'.

- **Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен Поткоп 830**

Вкупни оперативни трошоци = вкупни материјални трошоци + трошоци за плата

$$\text{Вкупни оперативни трошоци} = 611,21 + 216,25 = 827,46 \approx 828 (\$/m') \text{ ходник}$$

Цената на чинење за изработка на 1 m должен поткоп е пресметана и изнесува 828 \$/m.

На овие трошоци треба да се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини и овде вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

Вкупните инвестициски вложувања, односно вкупните оперативни трошоци за изработка на Поткоп 830 ќе изнесуваат:

$$2.200 \text{ m} \times 828 \text{ \$/m} = 1.821.600 \text{ US\$ (американски долари)}$$

Односно, оперативните трошоци за изработка на Поткоп 830 зголемени за 10% изнесуваат:

$$1.821.600 + 182.160 = 2.003.760 \text{ US\$}$$

5.5.1.3. Рекапитулација на трошоците за отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

Во овој дел ќе биде дадена рекапитулација на вкупните трошоци за отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ за подземна експлоатација на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Табела 5.8. Рекапитулација на трошоците за отворање
Table 5.8. Recapitulation of opening costs

Објект	Капитални трошоци (US\$)	Оперативни трошоци (US\$)
ГИСР	3.617.230	1.839.200
Поткоп 830	468.857	2.003.760
Вкупно	4.086.088	3.842.960

5.5.2. Технички опис на постоечките објекти за отворање на Рудникот „САСА“ кои ќе бидат во функција на извозот на рудата произведена од подлабоките делови во ревир „Свиња Река“

Во понатамошниот текст од овој труд ќе биде даден краток опис на постоечките објекти за отворање на ревирот „Голема Река“, кои ќе бидат во функција при идната експлоатација на рудното наоѓалиште во ревирот „Свиња Река“.

5.5.2.1. Ходник на хоризонт XIVb

Во функција на отворањето е и ходникот на хор.XIVb, кој е капитален ходник со кој е отворен, моментно најнискиот хоризонт во ревирот „Свиња Река“. Капиталниот ходник е изработен како поткоп, со влез од површината на кота 1.059,80 м. Влезот на поткопот се наоѓа на околу 100 м северозападно од порталот на поткопот XIVo. До зоната на оруднувањето поткопот има должина од околу 1.757 м. Во зоната на оруднувањето локацијата на трасата на ходникот е во непосредната подина. Напречниот пресек на ходникот е со висок свод, со димензии: $B \times H = 3.500 \times 3.500$ mm и светла површина $P_{sv} = 10,98 \approx 11$ m².

5.5.2.2. Извозен нископ

Извозниот нископ е изработен под наклон од 16°, од површината до хор.950 со вкупна должина од 440 м, има ниско засводен профил со светла површина од 7,30 m². Во него е инсталлиран лентест транспортер за транспорт на ровната руда од истоварниот бункер на хор.950 до постројката за примарно дробење. Извозниот нископ е во добра состојба и низ него се врши главен извоз на рудата произведена во ревирот „Голема Река“ до постројката за ПМС.

5.5.2.3. Слепо извозно окно

Слепото извозно окно е изработено од кота 1.011,80 м (ниво на халата за извозната машина) до кота 793 м, односно на вкупна длабочина од 215 м. Окното има кружен попречен пресек со пречник $D_{sv} = 4,10$ m и површина на светлиот профил $P_{sv} = 13,20$ m². Окното е опремено со извозен сад скип-кош и

противтег. Моментно слепото окно е во функционална состојба и низ него се извезува руда од хор.830 до хор.950.

5.6. Разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

5.6.1. Хоризонтални објекти за разработка на новите производни хоризонти

5.6.1.1. Опис и технологија за изработка на хоризонталните објекти за разработка

Трасата на хоризонталните објекти за разработка ќе се движи по подинските глајсеви на растојание од 15 до 30 м од рудното тело.

Попречниот пресек на профилот ќе биде високозасводен, со димензии 3,5 m x 3,5 m, со површина на светол профил од 11 m².

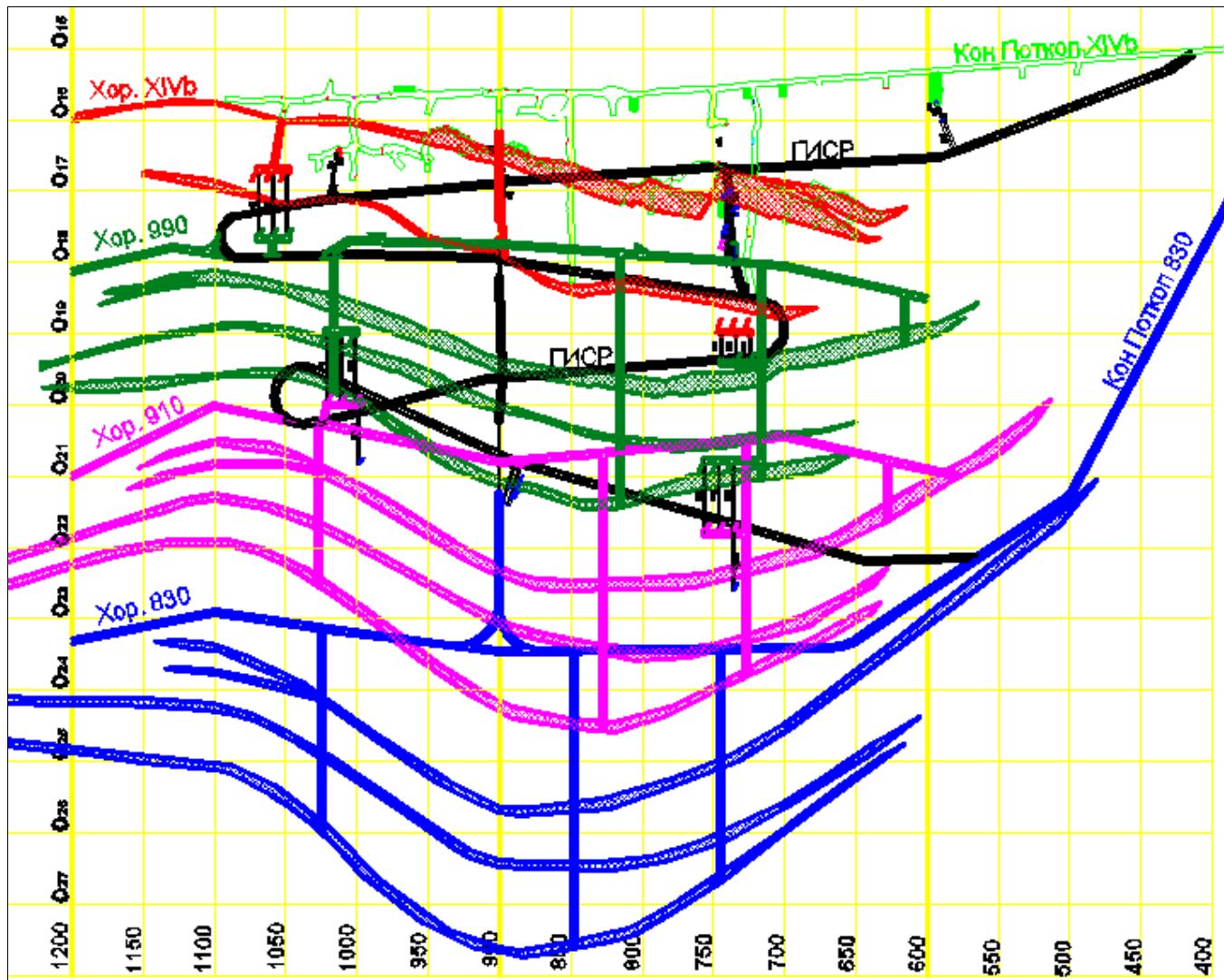
Технологијата за изработка на овие објекти е со примена на дупчечко-минерски работи. За дупчење ќе се користи електрохидраулична дупчалка, тип Rocket BOOMER 281, со една дупчечка гранка, со лафет тип BMH 2837 и хидраулички дупчечки чекан СОР 1838, производство на фирмата Atlas Copco.

Транспортот при одвоз на материјалот за изработка ќе се врши со комбинирани транспортни средства и тоа:

- товарно-транспортна машина Atlas Copco – WAGNER ST – 3,5D;
- транспортна машина јамски камион Atlas Copco MT2000.

Материјалот добиен од изработката на овие објекти ќе се транспортира до собирната јаловинска сипка CPC (хор.910 – 830), а од овде со железнички транспорт преку хоризонт 830 ќе се извезува на одлагалиштето на површината. Истите транспортни патишта ќе се користат и при транспорт на јаловината добиена од изработката на пречните ходници.

При изработка на насочните ходници, како и при изработка на пречниците на нивото на хоризонтите, доколку има потреба од подградување (слаба работна средина – распукани глајсеви) истото ќе се врши со еластична подграда, односно со примена на новата австриска метода (НАТМ).



Слика 5.5. Ситуациона карта со приказ на објектите за разработка
Figure 5.5. Situational map with review on development facilities

5.6.1.2. Предмер на објектите за хоризонтална разработка

Должината на објектите за хоризонтална разработка се дадени во подолната табела.

Табела 5.9. Должина на објектите за хоризонтална разработка
Table 5.9.Length of facilities for horizontal development

Објект	Должина (м)	Вкупна должина (м)
Хоризонт 990	насочни ходници	617
	пречни ходници	239
Хоризонт 910	насочни ходници	642
	пречни ходници	353
Хоризонт 830	насочни ходници	737
	пречни ходници	428
	навозишта	506
Вкупна должина за хоризонтална разработка		3.522

5.6.2. Вертикални и коси објекти за разработка на новите хоризонти

5.6.2.1. Опис и технологија за изработка на вертикални и коси објекти за разработка

Во вертикални и коси објекти за разработка на рудното наоѓалиште на новите хоризонти ги вбројуваме:

- откопните рампи;
- рудните сипки;
- јаловинските сипки;
- ускопите за вентилација.

Ускопните рударски простории за вертикална разработка на рудното наоѓалиште на новите хоризонти (РС, ЈС и УВ) ќе се изработуваат со Алимак платформа за изработка на ускопи или со машинска изработка на ускопи (Raise Boring). Пократките ускопи можат да бидат изработени и како рачни ускопи. Формата на попречниот пресек на овие простории е кружна (со дијаметар од 2 м), односно квадратна со димензии на светол профил 2 x 2 м, односно површина од 4 м². Влезовите на рудните и јаловински сипки ќе бидат обезбедени со метални решетки, а устијата со точишта на коишто ќе бидат вградени пневматски затворачи. Овие простории ќе се изработват под наклон од 60°, а нивната траса минува низ подинските карпи на оруднувањето.

5.6.2.2. Предмер на објектите за разработка по вертикалa

Должината на објектите за разработка по вертикалa се дадени во следната табела.

Табела 5.10. Должина на објектите за разработка по вертикалa

Table 5.10. Length of facilities for vertical development

Објекти(m)	хор.XIVb - 990	хор. 990 - 910	хор. 910 - 830
Откопна рампа (ОР)	$2 \times 733,33 = 1.467$	$2 \times 733,33 = 1.467$	$2 \times 733,33 = 1.467$
Рудна сипка (РС)	$86,51 + 87,73 = 174$	$2 \times 92,4 = 185$	$2 \times 92,4 = 185$
Централна рудна сипка (ЦРС)	-	-	$1 \times 168 = 168$
Јаловинска сипка (JC)	$86,51 + 87,73 = 174$	$2 \times 92,4 = 185$	$2 \times 92,4 = 185$
Собирна јаловинска сипка (CJC)	-	-	$1 \times 84 = 84$
Ускоп за вентилација (УВ)	$86,51 + 87,73 = 174$	$2 \times 92,4 = 185$	$2 \times 92,4 = 185$
Вкупно ускопни објекти (ЦРС, CJC, РС, JC, УВ)	522	555	807
Вкупна должина за вертикална разработка			6.302

5.6.3. Економски параметри за изработка на објектите за разработка

Во прилог 1 е прикажан динамички план за разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Економски параметри за изработка на објектите за хоризонтална разработка

- Капитални трошоци за опрема за изработка на објектите за хоризонтална разработка

Во почетокот капиталните трошоци за изработка на објектите за хоризонтална разработка практично се еднакви на нула, бидејќи ќе се користат истите машини од изработката на ГИСР. Како ќе се напредува со изработката на објектите за хоризонтална разработка ќе има потреба од дополнителна механизација, а исто така по седмата година од користењето на механизацијата ќе има потреба од обновување на истата, освен за железничкиот транспорт каде што таа опрема ќе почне со обновување по десетата година.

- Нормативи при изработка на објектите за хоризонтална разработка

Нормативите за изработка на објектите за хоризонтална разработка се исти со нормативите при изработка на ГИСР.

- Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен хоризонтален објект (ходник)

Вкупните оперативни трошоци за изработка на метар должен хоризонтален објект, односно ходник, се исти со оперативните трошоци при изработка на ГИСР и изнесуваат $836 \text{ \$/m}^2$. На овие трошоци треба да се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

Вкупните инвестициски вложувања, односно вкупните оперативни трошоци за изработка на хоризонталните објекти за разработка ќе изнесуваат:

$$3.522 \text{ m} \times 836 \text{ \$/m}^2 = 2.944.392 \text{ US\$} \text{ (американски долари)}$$

Односно, оперативните трошоци за изработка на објектите за хоризонтална разработка зголемени за 10% изнесуваат:

$$2.944.392 + 294.439 = 3.238.831 \text{ US\$}$$

Економски параметри за изработка на објектите за вертикална разработка

- Капитални трошоци за опрема за изработка на објектите за вертикална разработка

Капиталните трошоци за изработка на објектите за вертикална разработка ги сочинува следнава опрема.

Табела 5.11. Единична цена на опремата за изработка на објектите за вертикална разработка

Table 5.11. Unit Price of equipment for vertical development facilities

Вид на опрема	Единична мерка	Единична цена (US\$)
Комплетна Алимак платформа	парче	341.300
Рачен дупчечки чекан - PANTER - BBD 90W	парче	2.389

Вкупните капитални трошоци за изработка на објектите за вертикална разработка изнесуваат: $687.378 \text{ US\$}$.

Потребно е да се спомене дека од практични искуства е земено дека работниот век на дупчалките е околу седум години, а на Алимак платформата работниот век е околу дваесет години. При што е потребно да се изврши обновување на опремата.

- Нормативи при изработка на објектите за вертикална разработка

Како што претходно кажавме, во објектите за вертикална разработка се вбројуваат откопните рампи, ускопите, рудните и јаловинските сипки.

Оперативните и капиталните трошоци при изработка на откопните рампи се исти со трошоците при изработка на хоризонталната разработка, бидејќи ќе се користи и истата механизација.

Во продолжение се дадени трошоците за изработка на ускопите, рудните и јаловинските сипки. Истите можат да бидат изработени со Алимак (што е и најчест случај), рачни и машински.

- Нормативи при изработка на алимачки ускопи

Табела 5.12. Вкупни материјални трошоци

Table 5.12. Total material costs

Ред.бр.	Работна операција/Вид на трошок	Цена на чинење (\$/m')
1	Дупчење и минирање	179,62
2	Товарање и одвоз	31,22
3	Подградување	58,05
4	Трошоци за изработка на точиште	394,62
5	Трошоци за ускопна платформа	29,76
Вкупно		693,28
6	Доставување на материјали (+15%)	103,99
7	Трошоци за одржување на опрема	11,21
8	Трошоци за амортизација на опрема	14,73
Сè вкупно		823,20

Табела 5.13. Норматив на работна сила

Table 5.13. Norm on manpower

Ред. бр.	Работна операција	Норматив на работна сила (надници/m')
1	Дупчење и минирање	1,03
2	Товарање и одвоз	0,14
3	Подградување	1
4	Изработка на точиште	0,47
5	Подготовка на работилиште	0,26
6	Монтажа и демонтажа на ускопна платформа	0,57
Вкупно надници		3,47

Од практични искуства е усвоено бруто трошоците за една надница да изнесуваат 54,608 \$/надница, па одовде се добива дека вкупните трошоци за плати на вработените изнесуваат 189,49 \$/m'.

- Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен алимачки ускоп

Вкупни оперативни трошоци = вкупни материјални трошоци + трошоци за плата

$$\text{Вкупни оперативни трошоци} = 823,20 + 189,49 = 1.012,69 \approx 1.013 (\$/m')$$

Цената на чинење за изработка на 1 м должен алимачки ускоп е пресметана и изнесува 1.012 \$/м.

На овие трошоци треба да им се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини и овде вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

$$1.884 \text{ m} \times 1.012 \text{ \$/m} = 1.906.608 \text{ US\$ (американски долари)}$$

Односно, оперативните трошоци за изработка на алимачки ускопи, зголемени за 10% изнесуваат:

$$1.906.608 + 190.661 = 2.097.269 \text{ US\$}$$

- Нормативи при изработка на рачни ускопи

Табела 5.14. Вкупни материјални трошоци за ускоп со едно одделение ($S=1,44m^2$)–15m

Table 5.14. Total material costs for one section raise ($S = 1,44 \text{ m}^2$)–15m

Ред.бр.	Работна операција/Вид на трошок	Цена на чинење (\$/m')
1	Дупчење и минирање	64,46
2	Товарање и одвоз	16,48
3	Подградување (дрвена граѓа – 2,7 m^3 x 109,216 \$)	19,66
Вкупно		100,60
6	Доставување на материјали (+15%)	15,11
7	Трошоци за одржување на опрема	2,09
8	Трошоци за амортизација на опрема	3,10
Сè вкупно		120,90

Табела 5.15. Норматив на работна сила за изработка на ускоп со едно одделение ($S=1,44m^2$) – 15 м

Table 5.15. Norm on manpower for development on one section raise ($S = 1,44 m^2$) – 15 m

Ред.бр.	Работна операција	Норматив на работна сила (надници/ m^3)
1	Дупчење и минирање	1
2	Проветрување	0
3	Товарање и одвоз	0,0113
4	Подготовка на работилиште	0,53
5	Достава на материјал	0,33
Вкупно надници		1,87

Од практични искуства е усвоено бруто трошоците за една надница да изнесуваат 54,608 \$/надница, па одовде се добива дека вкупните трошоци за плати на вработените изнесуваат 102,19 \$/ m^2 .

Табела 5.16. Вкупни материјални трошоци за ускоп со две одделенија ($S=2,8m^2$) – 30м

Table 5.16. Total material costs for two sections raise ($S = 2,8 m^2$) – 30 m

Ред.бр.	Работна операција/Вид на трошок	Цена на чинење (\$/ m^2)
1	Дупчење и минирање	135,13
2	Товарање и одвоз	21,73
3	Подградување (дрвена граѓа – 6,7 m^3 x 109,216 \$)	24,40
Вкупно		181,26
6	Доставување на материјали (+15%)	27,19
7	Трошоци за одржување на опрема	2,55
8	Трошоци за амортизација на опрема	3,96
Сè вкупно		214,96

Табела 5.17. Норматив на работна сила за изработка на ускоп со две одделенија ($S=2,8m^2$) – 30 м

Table 5.17. Norm on manpower for development on two sections raise ($S = 2,8 m^2$) – 30 m

Ред.бр.	Работна операција	Норматив на работна сила (надници/ m^3)
1	Дупчење и минирање	1,17
2	Проветрување	0
3	Товарање и одвоз	0,0187
4	Подготовка на работилиште	0,47
5	Достава на материјал	0,33
Вкупно надници		1,99

Од практични искуства е усвоено бруто трошоците за една надница да изнесуваат 54,608 \$/надница, па одовде се добива дека вкупните трошоци за плати на вработените изнесуваат 108,60 \$/м³.

- **Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен рачен ускоп**

Изработка на рачен ускоп со едно одделение ($S=1,44 \text{ m}^2$) – 15 м

Вкупни оперативни трошоци = вкупни материјални трошоци + трошоци за плата

Вкупни оперативни трошоци = $120,90 + 102,19 = 223,09 \approx 223 (\$/\text{m}^3)$ ускоп

Цената на чинење за изработка на 1 м должен рачен ускоп со едно одделение е пресметана и изнесува 223 \$/м.

Изработка на рачен ускоп со две одделенија ($S=2,8 \text{ m}^2$) – 30 м

Вкупни директни трошоци = вкупни материјални трошоци + трошоци за плата

Вкупни директни трошоци = $214,96 + 108,60 = 323,56 \approx 324 (\$/\text{m}^3)$ ускоп

Цената на чинење за изработка на 1 м должен рачен ускоп со две одделенија е пресметана и изнесува 324 \$/м.

На овие трошоци треба да се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини и овде вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

5.6.4. Рекапитулација на трошоците за разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

Во овој дел ќе биде дадена рекапитулација на вкупните трошоци за разработка на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Табела 5.18. Рекапитулација на трошоците за разработка

Table 5.18. Recapitulation of development costs

Објект	Капитални трошоци (US\$)	Оперативни трошоци (US\$)
Хоризонтални објекти	/	3.238.831
Вертикални и коси објекти	687.378	2.097.269
Вкупно	687.378	5.336.100

5.7. Откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

5.7.1. Метода за откопување на рудното наоѓалиште

5.7.1.1. Избор на метода за откопување

Факторите кои имаат пресудно влијание при изборот на откопната метода се следниве:

- физичко-механичките својства на рудата и придружните карпи;
- аголот на залегнување на рудните тела;
- дебелината на рудните тела;
- распределбата на рудните минерали и вредноста на рудата;
- состојбата на објектите на површината и длабочината за изведување на рударските работи и др.

Врз основа на горенаведените фактори за откопување на оруднувањето на производниот хоризонт XIVb-830, избрана е подетажната метода со зарушување на рудата и соседните карпи, во две варијанти:

- варијанта на подетажната метода со зарушување по правецот на протегање на рудните тела;
- варијанта на подетажната метода со зарушување попречно на правецот на протегање на рудните тела.

5.7.1.2. Опис на откопната метода

Врз основа на сознанијата добиени за работната средина при експлоатацијата на повисокиот хоризонт XVI-XIVb, а кои укажуваат на тоа дека се работи за релативно цврста руда, доста тектонски издробена и слаби кровински карпи, како и врз основа на геоморфолошките облици на оруднувањето за експлоатација на производниот хоризонт XIVb-990, беше усвоена истата откопна метода, т.е. подетажната методата со зарушување на рудата и соседните карпи која се применува и при откопување на повисокиот хоризонт XVI-XIVb.

Бидејќи станува збор за откопна метода со зарушување на рудата и соседните карпи, каде што доаѓа до слегнување на кровинските карпи, откопувањето на производниот хоризонт XIVb-990 на блок 1 и блок 2 може да започне во оној момент кога со експлоатација ќе заврши последната подетажа на погорниот произведен хоризонт XVI-XIVb, во двата откопни блока.

Од геолошките профили и прогнозните хоризонтални геолошки карти може да се забележи дека станува збор за откопување на плочести рудни тела, со променлива дебелина како по правец така и по пад, која се движи во граници од 4 до 20 м. Поголема дебелина на рудните тела се забележува во јужниот дел на Блок 1. На интервалот помеѓу профил 600-600' и профил 1.200-1.200' се среќаваат три рудни тела, и тоа: подинско, средишно и кровинско.

Гледано од аспект на содржината на метали, најбогато е подинското рудно тело. Падниот агол на рудните тела се движи во интервалот помеѓу 35° и 38° .

Геолошките рудни резерви се пресметани од страна на Геолошката служба на Рудникот „САСА“ и тие се дадени во tabela 5.1. (страница 78).

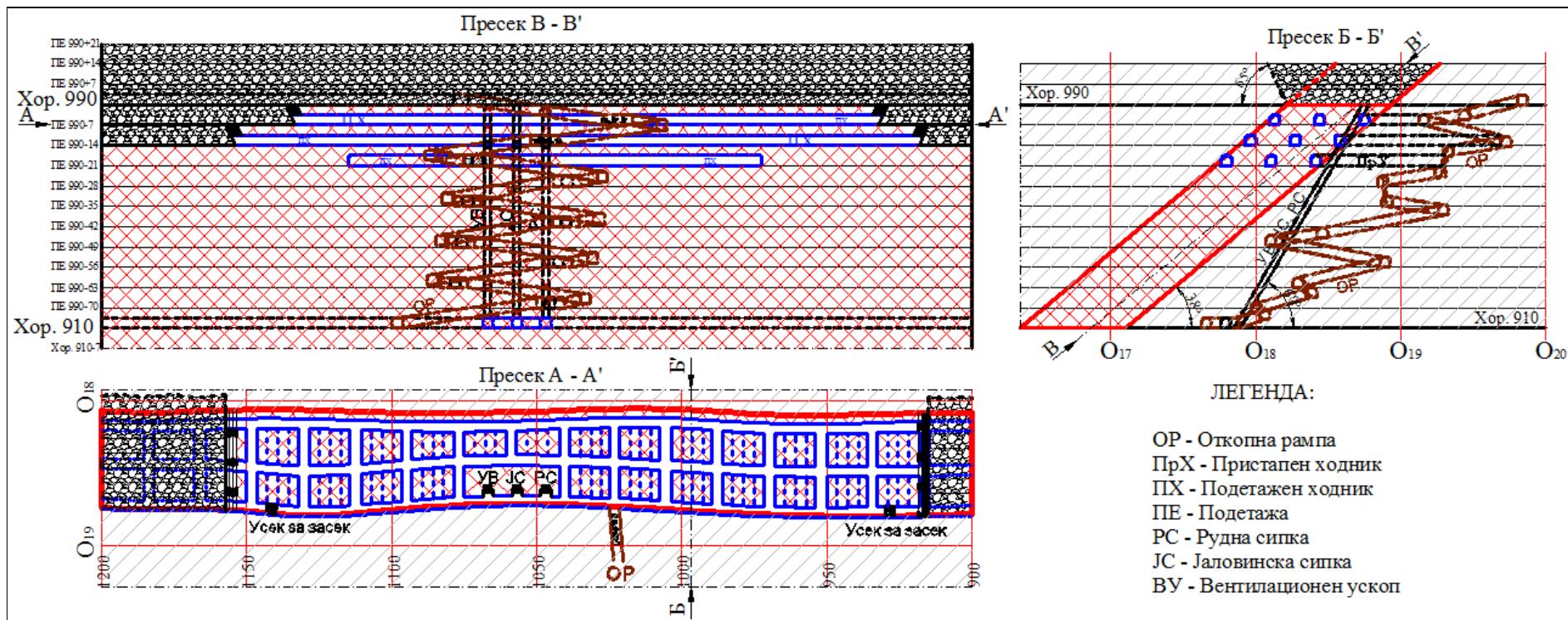
Како што беше претходно кажано, откопувањето ќе се врши во два блока со должина на секој блок од 300 м и вертикална висина од околу 75 м.

Подготовка на рудното наоѓалиште за откопување

За откопување на рудата од рудните блокови 1 и 2, помеѓу хоризонтите XIVb и 830 во ревир „Свиња Река“, потребно е да се изработат следните подготвителни рударски простории:

- откопни рампи, (ОР);
- транспортен ходник (TX);
- вентилационен ходник (ВХ);
- рудни и јаловински сипки (РС и JC);
- ускопи за вентилација (УВ);
- пристапни ходници (ПрХ);
- подетажни ходници (ПХ).

Во продолжение на **слика 5.6.** е дадена шемата за откопување кај подетажната метода на откопување со зарушување на рудата и придржните карпи, којашто се применува во Рудникот „САСА“.



Слика 5.6. Шема на откопување со подетажна метода на откопување со зарушување

Figure 5.6. Scheme of sublevel caving method

Во продолжение е дадена вкупната должина на објектите за откопно-подготвителни работи.

Табела 5.19. Должини на објектите за откопно-подготвителни работи
Table 5.19. Lengths of development works

Работна средина	Објект	Должина (m)
Хоризонт XIVb - 990		
Руда	Подетажни ходници (РН)	11.985
	Пристапни ходници (PrН)	293
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	
	Пристапни ходници (PrН)	2.008
Вкупно Блок 1		14.286
Руда	Подетажни ходници (РН)	10.299
	Пристапни ходници (PrН)	214
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	/
	Пристапни ходници (PrН)	1.645
Вкупно Блок 2		12.158
Вкупно хор. XIVb-990		26.444
Хоризонт 990 - 910		
Руда	Подетажни ходници (РН)	8.400
	Пристапни ходници (PrН)	/
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	/
	Пристапни ходници (PrН)	396
Вкупно Блок 1		8.796
Руда	Подетажни ходници (РН)	8.400
	Пристапни ходници (PrН)	/
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	/
	Пристапни ходници (PrН)	396
Вкупно Блок 2		8.796
Вкупно хор. 990 -910		17.592
Хоризонт 910 - 830		
Руда	Подетажни ходници (РН)	8.400
	Пристапни ходници (PrН)	/
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	/
	Пристапни ходници (PrН)	396
Вкупно Блок 1		8.796
Руда	Подетажни ходници (РН)	8.400
	Пристапни ходници (PrН)	/
Јаловина	Подетажни ходници (РН)	/
	Пристапни ходници (PrН)	396
Вкупно Блок 2		8.796
Вкупно хор. 910 -830		17.592
Вкупно за интервалот XIVb - 830		61.628

Динамичкиот план за изработка на објектите за хоризонтална и вертикална разработка, како и изработка на откопно-подготвителните објекти во интервалот од хоризонт XIVb до хоризонт 830 е прикажан во прилог 1.

Економски параметри за изработка на откопно-подготвителните објекти

- Капитални трошоци за опрема за изработка на откопно-подготвителните објекти

Во почетокот капиталните трошоци за изработка на откопно-подготвителни објекти практично се еднакви на нула, бидејќи ќе се користат истите машини од изработката на ГИСР и изработката на објектите за хоризонтална разработка. Како ќе се напредува со изработката на откопно-подготвителните објекти ќе има потреба од дополнителна механизација. Како што веќе беше споменато по седмата година од користењето на механизацијата ќе има потреба од обновување на истата.

- Нормативи при изработка на откопно-подготвителните објекти

Нормативите за изработка на откопно-подготвителните објекти се исти со нормативите при изработка на ГИСР и објектите за хоризонтална разработка.

- Вкупни оперативни трошоци за изработка на метар должен откопно-подготвителни објекти

Вкупните оперативни трошоци за изработка на метар должен откопно-подготвителни објекти, односно ходници се исти со оперативните трошоци при изработка на ГИСР и објектите за хоризонтална разработка и изнесуваат $836\$/m'$. На овие трошоци треба да им се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини вкупните оперативни трошоци ќе ги зголемиме за 10%.

Вкупните инвестициски вложувања, односно вкупните оперативни трошоци за изработка на хоризонталните објекти за разработка во интервалот од хоризонт XIVb до хоризонт 830 ќе изнесуваат:

$$61.628 \text{ m} \times 836 \text{ \$/m'} = 51.521.008 \text{ US\$ (американски долари)}$$

Односно, оперативните трошоци за изработка на откопно-подготвителните објекти зголемени за 10% изнесуваат:

$$51.521.008 + 5.152.101 = 56.673.109 \text{ US\$}$$

Во продолжение се дадени оперативните трошоци за изработка на откопно-подготвителните објекти по хоризонти:

Табела 5.20. Оперативни трошоци за изработка на откопно подготвителните објекти поединечно по хоризонти

Table 5.20. Operating costs for development workings separately on horizons

Хоризонт	Должина (m)	Оперативни трошоци (US\$)
Хоризонт XIVb – 990	26.444	24.317.902,4
Хоризонт 990 – 910	17.592	16.177.603,3
Хоризонт 910 - 830	17.592	16.177.603,3
Вкупно: XIVb - 830	61.628	56.673.109

5.7.1.3. Принцип на откопување

Како што рековме претходно, откопувањето со подетажната метода со зарушување ќе се врши во две варијанти во зависност од дебелината на рудните тела, и тоа:

- варијанта на подетажната метода со зарушување по правецот на протегање на рудните тела (за рудни тела дебели до 10 m);
- варијанта на подетажната метода со зарушување попречно на правецот на протегање на рудните тела (за рудни тела со дебелина над 10 m).

Рудните тела обично се со дебелина околу 10 m. Во продолжение во кратки црти ќе ја објасниме подетажната метода за откопување со зарушување.

За дупчење на производните мински дупчотини се користи електрохидраулична дупчечка кола тип Rocket BOOMER. Откопувањето на рудата ќе се врши во две фази, и тоа:

- фаза на изработка на подетажни насочни ходници и
- фаза на соборување на подетажната плоча и контролирано зарушување на кривинските карпи во отстапување.

Фазата на изработка на подетажните насочни ходници беше претходно разработена во делот за изработка на хоризонталните објекти за разработка, така што овде ќе ја обработиме само фазата на соборување на подетажната плоча и зарушување на кривината.

Откопувањето започнува со изработка на ускоп за засек (УЗ) од границата на откопниот блок, помеѓу две подетажи, со димензии 3,0 x 3,0 m, кој се изработува поради обезбедување на уште една слободна површина. Ускопот за засек се изработува со дупчење и минирање на рудата, со фазно напредување по височина, односно во сегменти со максимална должина од 3m.

По изработката на УЗ се пристапува кон соборување на рудата од подетажната плоча со дупчечко-минерски работи (слика 5.7).

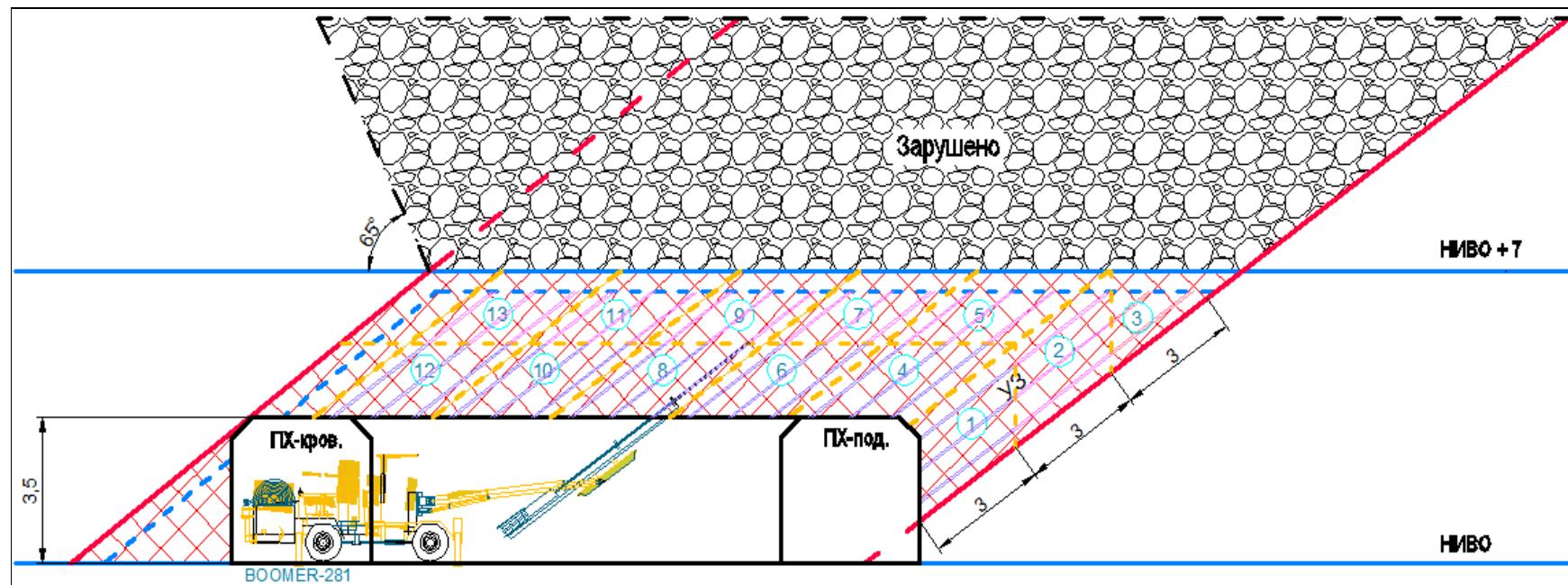
Дупчењето се врши со дупчечки коли тип Rocket BOOMER, од подетажниот насочен ходник, со дупчење на паралелни мински дупчотини и одстапување кон пристапниот ходник (ПрХ) изработен од Откопната рампа (ОР) кон откопот.

Дупчењето на подетажната плоча се врши во сегменти со дупчотини долги околу 3,0 m, под агол од 50°. Бројот на производните мински дупчотини зависи од дебелината на рудното тело и широчината на откопот.

Откопувањето, односно соборувањето на рудата ќе се врши на едно подетажно ниво, а пониското подетажно ниво ќе биде во фаза на подготовкa.

Откупувањето ќе се врши двокрилно и на двета откопни блока, со отстапување од границите на откопните блокови кон средината на истите, односно кон пристапниот ходник од откопната рампа. Но доколку инвеститорот сака да го зголеми интензитетот на откупување може да работи на две подетажни нивоа, а едно подетажно ниво да биде во фаза на подготвка.

Зарушувањето на кровинските карпи ќе биде контролирано, како што напредува откупувањето од границата кон средината на откопниот блок.



Слика 5.7. Распоред на дупчечко-минерските работи при соборување на подетажната плача
Figure 5.7. Patterns of drilling and blasting activities for sublevel plate excavation

Откопување на рудата истовремено ќе се врши на трите рудни тела (кровинско, средишно и подинско), а редоследот на откопувањето е:

- 1 – кровинско, со напреднат фронт на откопните работи во однос на средишното за 15 до 20 m;
- 2 – средишно рудно тело, со напреднат фронт на откопните работи во однос на подинското за 15 до 20 m;
- 3 – подинско рудно тело, со најзадоцнет фронт на откопните работи.

По проветрувањето на работилиштето со сепаратен вентилатор се пристапува кон товарање и одвоз на рудата од откопот, со товарачи на дизел погон. При товарањето е потребно строго да се води сметка за количината на соборената руда, на кој начин би се избегнало поголемо осиромашување на рудната супстанца. Рудата се транспортира до рудна сипка и истовара во неа, а потоа таа гравитационо паѓа до нивото на хоризонт 990 и понатаму со јамски камиони се извезува преку главната извозно сервисна рампа до приемниот бункер за флотација на површината. На последните два хоризонта, рудата гравитационо се спушта до нивото на хоризонт 830 и потоа со помош на железнички транспорт се транспортира до слепото извозно окно, каде што потоа со помош на извозниот сад скрап – кош се извезува до извозниот нископ на хоризонт 950, каде што со помош на транспортна лента се транспортира до постројката за примарно дробење.

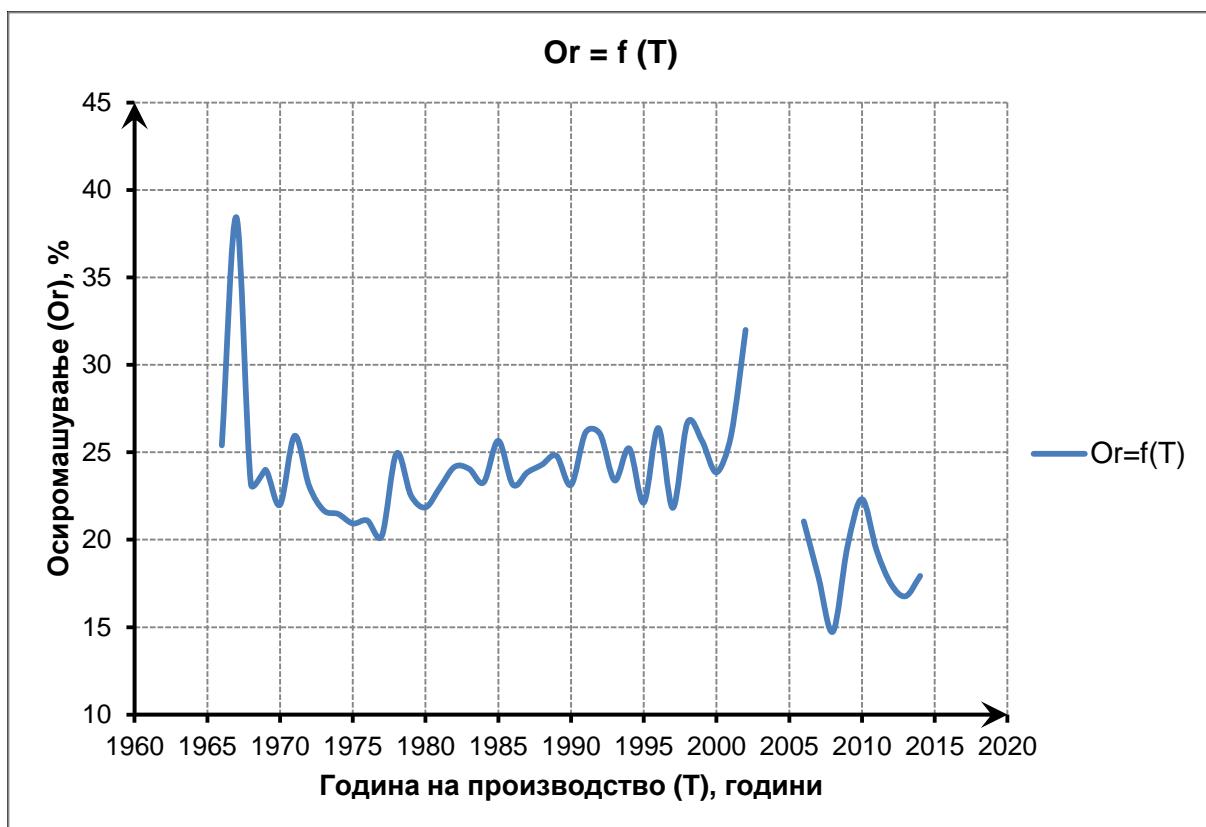
Техничко-економски параметри на методата за откопување

- Коефициент на искористување и загуби на рудата

Коефициентот на искористување на рудата и загубите на рудата беа детално разработени во поглавје 3. Кај методите за откопување со подетажно зарушување на рудата и соседните карпи, коефициентот на искористување на рудата се движи во интервалот од 75 % до 85 %, односно загубите на рудата се движат од 25% до 15% [8].

- Коефициент на осиромашување на рудата

Врз основа на досегашните искуства кај примената на подетажните методи за откопување со зарушување на рудата и кровинските карпи во Рудникот „САСА”, осиромашувањето се движело во интервалот од 15% до 30%. Тоа може да се види на дијаграмот прикажан на слика 5.8. Во периодот од 2003 до 2006 година рудникот не беше во активно производство, што може да се види на слика 5.8.



Слика 5.8. Остварен степен на осиромашување по години за производство на Рудникот „САСА“

Figure 5.8. Dilution per years for production of “SASA” mine

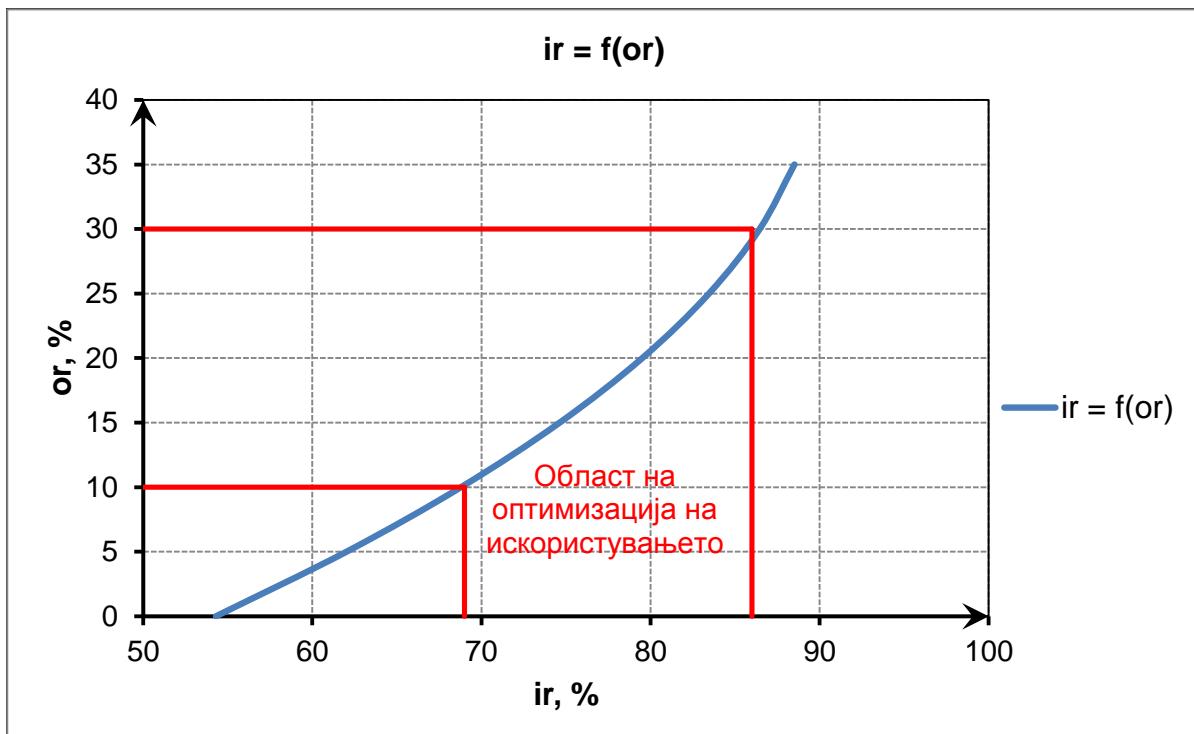
Имајќи предвид дека е многу тешко математички и експериментално да се одреди степенот на искористување и осиромашување, извршена е нивна оптимизација преку економски параметри, односно максимизација на нето сегашната вредност. Областа на оптимизација на степенот на искористување е усвоена да биде во интервалот од 69% до 86%. За овие вредности на степенот на искористување се усвоени вредности на осиромашувањето дадени во табела 5.21., а пресметани според равенката 5.1. добиена по методата за најмали квадрати од експерименталните истражувања извршени во рамките на изработката на докторската дисертација од проф. д-р Симеон Ивановски.

На слика 5.9. е прикажана функционална зависност на искористувањето од осиромашувањето со приказ на областа за оптимизација

Табела 5.21. Вредности за искористувањето и осиромашувањето

Table 5.21. Values for recovery and dilution

$i_r(\%)$	69	75	80	83	86
$o_r(\%)$	10	15	20	25	30



Слика 5.9. Функционална зависност на искористувањето од осиромашувањето со приказ на областа за оптимизација

Figure 5.9. Functional dependence of the recovery by dilution with review of optimization area

За оптимизација на вредностите за искористувањето и осиромашувањето на рудата при подетажната метода на откопување со зарушување на рудата и соседните карпи се користени вредностите добиени врз основа на функционалната зависност:

$$i_r = 54,302 + 1,63809 \cdot o_r - 0,0188745 \cdot o_r^2 \quad (5.1)$$

добиена за следниве откопни параметри:

- за моќност на рудното тело: $d = 15 \text{ m}$;
- за висина на подетажата: $h = 7,5 \text{ m}$;
- за моќноста на појасот на минирање: $M = 1,5 \text{ m}$;
- за агол на рамнината за минирање: $\beta = 90^\circ$

Динамичкиот план за производство на ровна руда на рудникот, до периодот за целосно откопување на рудните резерви е прикажан во прилог 2. Притоа, се разгледувани пет случаи при различен коефициент на искористување и осиромашување на рудата, кои вредности се дадени во табела 5.21.

- Капитални трошоци за опрема за откопување

Во почетокот капиталните трошоци за откопување практично се еднакви на нула, бидејќи ќе се користат истите машини кои се користат за изработка на

ГИСР, изработка на објектите за хоризонтална разработка и изработка на откопно-подготвителните објекти. Како ќе се напредува со откопувањето ќе се зголемува и годишниот капацитет сè додека не се постигне 750.000 t/год., ќе има потреба од дополнителна механизација. Како што веќе беше и претходно споменато по седмата година од користењето на механизацијата ќе има потреба од обновување на истата, освен за железничкиот транспорт каде што обновувањето наопрема ќе започне по десетата година.

Во почетокот додека сè уште се врши отворање и разработка на наоѓалиштето ќе се откопуваат помали количини на руда, што може да се види и од динамичкиот план за производство при различен коефициент на искористување и осиромашување на рудата. Според динамичкиот план, предвидено е дека во првата година ќе се откопаат 4.000 t ровна руда, во втората година – 150.000 t ровна руда, во третата година – 300.000 t ровна руда, во четвртата година – 600.000 t ровна руда и дури во петтата година ќе се оствари планираниот годишен капацитет од 750.000 t ровна руда. Како ќе се зголемува годишниот капацитет на производство, така ќе има потреба и од зголемување на бројот на механизацијата, односно опремата којашто се применува, а со тоа ќе се зголемуваат и капиталните трошоци.

Неопходната опрема потребна за откопување на оруднувањето, која влегува во капиталните трошоци, е дадена во продолжение.

Табела 5.22. Единична цена на опремата за откопување на рудата

Table 5.22. Unit price of equipment for ore excavation

Вид на опрема	Единична мерка	Единична цена (US\$)
Електрохидраулична дупчалка - Rocket BOOMER 281	парче	466.898
Подвижна платформа со корпа за полнење на мински дупчотини - RL 852 TSL Scaler	парче	176.520
Товарач - WAGNER ST-3,5D	парче	493.793
Товарно-транспортна машина – BOBCAT C175	парче	40.956
Сервисно возило за превоз на луѓе - Paus Minca	парче	145.667
Машина за вградување на анкери - BOLTEC	парче	614.340
Машина за прскан бетон - MAI M400NT	парче	27.304
Рачен дупчечки чекан - PANTER - BBD 90W	парче	2.389
Машина за активирање на мини - ZEB/D/CU 100K	парче	2.184
Омметар	парче	642
Помошен вентилатор - Klima Celje (70 kW)	парче	22.200
Сепаратен вентилатор - Zitron GEL 6-15/2	парче	9.406
Сепаратен вентилатор - Korfmann APXE	парче	8.874
Сепаратен вентилатор - Zitron gEL 7-30/2	парче	12.655
Флексибилни цевки	m'	52
Пумпи за вода	парче	5.461
Цевки	m'	22
Шахти	парче	3.413

Вкупните капитални трошоци за откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 приближно изнесуваат околу: 44.470.609 US\$.

- Вкупни оперативни трошоци за откопување рудата

Врз основа на нормативните материјали, енергија и работна сила се пресметани оперативните трошоци за откопување на 1 тон руда, посебно за секој хоризонт. Притоа е добиено дека за хоризонт XIVb – 990 изнесуваат 11,92 \$/t, а за хоризонт 990 – 910 и хоризонт 910 – 830 изнесуваат 12,57 \$/t. На овие трошоци треба да им се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини вкупните оперативни трошоци ги зголемивме за 10%.

Оперативните трошоци за откопување се различни, во зависност од коефициентот на искористување и осиромашување на рудата, односно во зависност од работниот век на рудникот (прилог 2). Според геолошките рудни резерви кои се дадени претходно, приближно можат да се пресметаат вкупните оперативни трошоци при откопување на рудата за секој хоризонт поединечно, како и вкупните трошоци за откопување на интервалот од хоризонт XIVb до 830. Поточна пресметка за оперативните трошоци при различни коефициенти на искористување и осиромашување на рудата се дадени во прилог 2.

Табела 5.23. Оперативни трошоци при откопување на рудата

Table 5.23.Operating costs during ore excavation

Хоризонт	Геолошки рудни резерви (t)	Оперативни трошоци (\$)
Хоризонт XIVb - 990	2.963.593	38.858.632
Хоризонт 990 - 910	3.337.183	46.143.229
Хоризонт 910 - 830	2.821.395	39.011.429
Вкупно: XIVb - 830	9.122.171	124.013.290

5.7.1.4. Рекапитулација на трошоците за откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

Во овој дел ќе биде дадена рекапитулација на вкупните трошоци за изработка на откопно-подготвителните работи и откопувањето на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830.

Табела 5.24. Рекапитулација на трошоците за откопување

Table 5.24. Recapitulation of excavation costs

Активност	Капитални трошоци (US\$)	Оперативни трошоци (US\$)
Откопно подготвителни работи	/	56.673.109
Откопување	44.470.609	124.013.290
Вкупно	44.470.609	180.686.399

5.8. Транспорт на ископината добиена од рудното наоѓалиште „Свиња Тека“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

Главниот транспорт на рудата и јаловината ќе се врши низ главните објекти за отворање, а тоа се:

- главна извозно – сервисна рампа (ГИСР);
- поткоп XIVb;
- Поткоп 830;
- слепо извозно окно „Голема Река“;
- главен извозен нископ „Голема Река“.

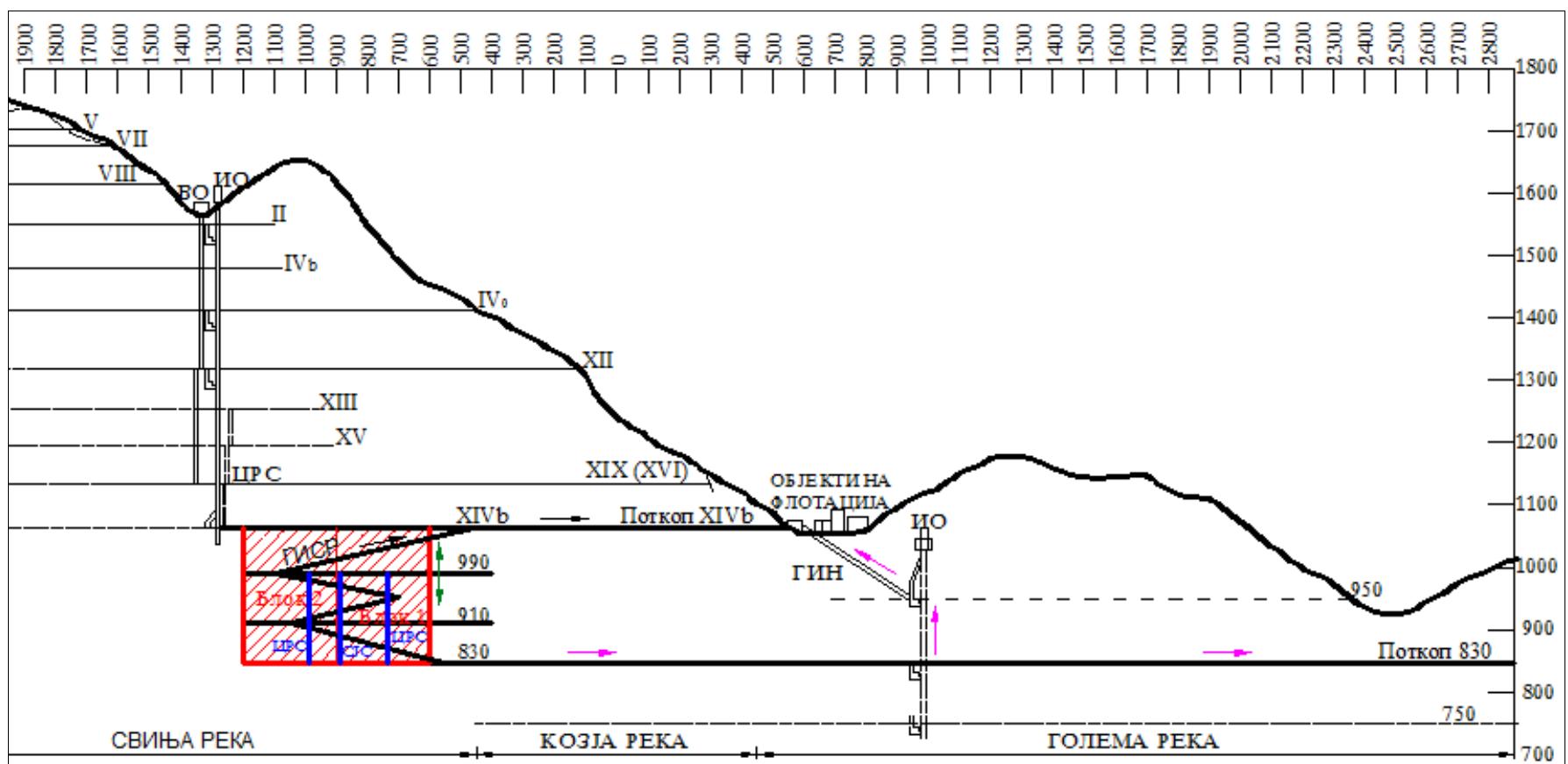
Имајќи предвид дека отворањето (поглавје 5.5) ќе се врши фазно, тоа подразбира дека и транспортот на ископината ќе се врши низ различни транспортни патишта соодветно со фазите на отворање (слика 5.10).

Во првата фаза на отворање, односно отворањето на првиот произведен хоризонт XIVb-990, транспортот на рудата и јаловината добиени од овој хоризонт ќе се врши низ главната извозно-сервисна рампа, преку делницата од поткоп XIVb, кон приемниот бункер за флотација на површината. Утоварни места во оваа фаза ќе бидат блоковските рудни и јаловински сипки во Блок 1 и Блок 2, а истоварно место ќе биде приемниот бункер за руда и одлагалиштето за јаловина. Транспортот на ископината во оваа фаза на експлоатација на рудното наоѓалиште ќе се врши со јамски дизел камиони, со носивост од 20 t.

Во втората фаза на отворање и експлоатација на наоѓалиштето кога ќе се експлоатираат хоризонтите 990-910 и 910-830 ископината преку рудни и јаловински сипки ќе се спушта на хоризонт 830, а одовде рудата со железнички транспорт ќе се транспортира до бункер-полништето на извозниот скрап на хор.830, во слепото извозно окно „Голема Река“, потоа со него ќе се извезува до бункер-празништето на хор.950 и одовде со лентестиот транспортер преку главниот извозен нископ ќе се извезува до постројката за примарно дробење.

Додека, пак, јаловината со железнички транспорт ќе се транспортира до одлагалиштето лоцирано пред влезот на Поткоп 830, каде што ќе се врши нејзино одлагање.

Врз основа на искусствени сознанија е усвоено дека количеството на откопана јаловина, која треба да се извезува, изнесува околу 10% од произведеното годишно количество на руда.



Слика 5.10. Надолжен пресек на Рудник „САСА“ со приказ на транспортот на ископината
Figure 5.10. Longitudinal section of the "Sasa" mine with review of the transportation of rock mass

5.8.1. Главен транспорт на руда и јаловина на хоризонт XIVb-990

Транспортот на руда и јаловина од хоризонт 990 ќе се врши со јамски камиони. Пресметката на транспортот со камиони низ главната извозно-сервисна рампа и Поткопот XIVb е извршена така што хоризонтот е поделен на два рудни блока со две утоварни места. Рудата на местата на товарање доаѓа од откопите на руден блок 1 прекурудна сипка (PC1) и откопите на руден блок 2 преку рудна сипка (PC2), на хоризонт 990.

Транспортните растојанија од утоварните места (УМ) до приемниот бункер (ПБ) на површина се следниве: растојанието од рудната сипка во блок 1 до приемниот бункер е околу 2.237 м, а на блок 2 тоа растојание е околу 2.537м.

Транспортното растојание на површина од влезот во поткоп XIVb до приемниот бункер изнесува 203 м.

Усвоени се два јамски камиона со носивост од 20 тони, за почетните години на производство кога од еден руден блок ќе се откупуваат 150.000 t/god. Кога ќе се зголеми производството на 300.000 t/god. од еден руден блок, тогаш ќе има потреба уште од два јамски камиона. При движењето на камионите најдобро е да се движат еден по друг, за да нема губење на време поради разминување на истите.

Јаловината од производниот хоризонт XIVb-990 ќе се транспортира до одлагалиште на површина и транспортниот циклус одговара приближно на циклусот за транспорт на руда. Со оглед на тоа дека станува збор за мали количества на јаловина, со камионите за руда може во текот на смената да се превезе целокупната количина на јаловина до одлагалиштето на површината.

5.8.2. Главен транспорт на руда и јаловина на хоризонт 830

Ровната руда добиена од производните хоризонти 990-910 и 910-830 ќе се транспортира од централните рудни сипки ЦРС1 и ЦРС2 до бункер полништето на извозниот скип, при извозното окно во ревирот „Голема Река“ на хоризонт 830, со железнички транспортни средства.

Јаловината добиена од производните хоризонти 990-910 и 910-830 ќе се транспортира од собирната јаловинска сипка (CPC 910/830) до одлагалиште на површина, кое ќе се наоѓа во непосредна близина на порталот на Поткоп 830, со железнички транспортни средства.

Транспорт на рудата

Со извршена пресметка е добиено дека во една композиција ќе има 11 вагони, каде што бројот на вагони е одреден врз основа на дозволената тежина на композицијата според критериумот за атхезиона влечна сила и сигурносно кочење.

Потребниот број на композиции за превоз на сменското производство низ Поткоп 830 изнесува 24 композиции.

Можниот број на циклуси што може да го оствари еден воз во тек на една смена изнесува 9 циклуси.

Потребен број на локомотиви за транспорт на сменското производство на руда изнесува три локомотиви.

Степенот на искористување по локомотива изнесува 80%. Тоа покажува дека постои резерва во искористувањето, а таа резерва ќе биде искористена за транспорт на јаловината од собирните јаловински сипки до одлагалиштето, кое ќе се наоѓа на платото пред влезот на Поткоп 830.

Треба да се напомене дека е предвидена тролна локомотива за транспорпот на рудата, меѓутоа треба да се има предвид дека на делницата на Поткоп 830 (од извозното окно „Голема Река“ до порталот на Поткоп 830) нема инсталирено тролен вод, па затоа при транспорт на јаловината по претходно споменатата делница од Поткоп 830, композицијата од вагони треба да ја влече акумулаторска локомотива.

Транспорт на јаловината

Со извршена пресметка на истиот начин како и за транспорт на рудата е добиено дека во една композиција ќе има 14 вагони, каде што бројот на вагони е одреден врз основа на дозволената тежина на композицијата според критериумот за атхезиона влечна сила и сигурносно кочење. Потребниот број на композиции за превоз на сменското производство на јаловина низ Поткоп 830 изнесува 7 композиции. Потребниот број на локомотиви за транспорт на сменското производство на јаловина изнесува две локомотиви. Степенот на искористување по локомотива изнесува скоро 100%, но треба да се има предвид дека во пресметката е земен коефициент на нерамномерност на производството на јаловина од 1,1, а тоа значи дека е земена резерва во капацитетот од 10% уште во почетокот на пресметката, така што не треба да се очекува дека транспорпот на јаловината ќе биде „тесно грло“ во производството.

Економски параметри за транспорт на ископината

- Капитални трошоци за транспорт

Од аспект на произведен и транспортен капацитет во ревирот „Свиња Река“, на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830, како што веќе беше кажано се планираат две фази на развоји тоа:

1. Права фаза: Произведен, односно транспортен капацитет во првите години на експлоатација од 4.000 до остварување на планираниот капацитет од 750.000 тони годишно во петтата година:
 - Камионски транспорт (кога целокупниот извоз на рудата ќе се врши преку ГИСР и хор.XIVb);
2. Втора фаза: Произведен, односно транспортен капацитет од 750.000 тони годишно, од петтата година до целосната експлоатација на рудното наоѓалиште:
 - Железнички транспорт по хор.830, извоз низ извозно окно „Голема Река“ и извозен нископ „Голема Река“.

Табела 5.25. Единична цена на опремата за транспорт на ископината
Table 5.25. Unit price of the equipment for transportation of rockmass

Транспортен хоризонт	Вид на опрема	Единична мерка	Единична цена (US\$)
Хор. XIVb–990	Камион MT2000	парче	507.854
	Сервисно возило за превоз на луѓе - Paus Minca	парче	145.667
Хор. 830	Тролна локомотива 7КРУ-600	парче	169.285
	Вагони Granby 1.6m ³	парче	6.007
	Аку-локомотива АМ8Д	парче	80.000
	Инвестицијски вложувања во Тролен вод со ЕВП		403.571

Вкупните капитални трошоци за транспорт на ископината добиена од рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 приближно изнесуваат околу: 10.869.737 US\$.

- **Вкупни оперативни трошоци за транспорт на ископина**

Врз основа на нормативните материјали, енергија и работна сила се пресметани оперативните трошоци за транспорт на рудата, посебно за секој хоризонт. Притоа е добиено дека за хоризонт XIVb – 990 изнесуваат 8,38 \$/t, а за хоризонт 990 – 910 и хоризонт 910 – 830 изнесуваат 3,59 \$/t. На овие трошоци треба да ум се додадат и трошоците за: управна режија, исхрана, превоз, ХТЗ опрема и останати трошоци (камати и осигурувања). Од тие причини вкупните оперативни трошоци ги зголемивме за 10%.

Според геолошките рудни резерви кои се дадени претходно можат да се пресметаат вкупните оперативни трошоци при транспорт на рудата за секој хоризонт поединечно, како и вкупните трошоци за транспорт на рудата за интервалот од хоризонт XIVb до 830. Како што веќе беше кажано од искусствени податоци усвоено е дека при откопување на рудното наоѓалиште се добива и јаловина која изнесува 10% од откопаната руда.

Табела 5.26. Оперативни трошоци за транспорт на рудата

Table 5.26. Operating costs for ore transportation

Хоризонт	Геолошки рудни резерви (t)	Оперативни трошоци (\$)
Хоризонт XIVb - 990	2.963.593	27.318.400
Хоризонт 990 - 910	3.337.183	13.178.536
Хоризонт 910 - 830	2.821.395	11.141.689
Вкупно: XIVb - 830	9.122.171	51.638.625

Табела 5.27. Оперативни трошоци за транспорт на јаловината

Table 5.27. Operating costs for dirt transportation

Хоризонт	Откопана јаловина (t)	Оперативни трошоци (\$)
Хоризонт XIVb - 990	296.359	2.731.837
Хоризонт 990 - 910	333.718	1.317.852
Хоризонт 910 - 830	282.140	1.114.171
Вкупно: XIVb - 830	912.217	5.163.860

Табела 5.28. Вкупни оперативни трошоци за транспорт на ископината
Table 5.28. Total operating costs for transportation of rock mass

Хоризонт	Откопана ископина (t)	Оперативни трошоци (\$)
Хоризонт XIVb - 990	3.259.952	30.050.237
Хоризонт 990 - 910	3.670.901	14.496.388
Хоризонт 910 - 830	3.103.535	12.255.860
Вкупно: XIVb - 830	10.034.388	56.802.485

5.9. Вкупни трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

Вкупните трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште можат да се пресметаат на следниов начин:

$$T = T_o + T_p + T_{op} + T_{ot} + T_{ti} + T_{od} + T_v + T_s + T_f + T_k , \quad [\text{\$}] \quad (5.2)$$

Каде што се:

T - вкупни трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште;

T_o - трошоци за отворање (табела 5.8.);

T_p - трошоци за капитална подготовка - разработка (табела 5.18.);

T_{op} - трошоци за откопна подготовка (табела 5.20.);

T_{ot} - трошоци за откопување (табела 5.24.);

T_{ti} - трошоци за транспорт и извоз (табела 5.25. и табела 5.28.);

T_{od} - трошоци за одводнување;

T_v - трошоци за вентилација;

T_s - сите останати трошоци (режиски работници во јама и рудник, законски и други обврски и др.);

T_f - трошоци за флотациска преработка на рудата, кои се земени од пракса и изнесуваат 9\$/t.

T_k - трошоци за отплата на кредитот (табела 5.33.).

Трошоците за одводнување и вентилација се пресметани во трошоците за откопување.

Трошоците за отплата на кредитот изнесуваат 960.362 \$/год. и овие трошоци се додадени во вкупните трошоци од четвртата до десетата година на производство.

Во динамичкиот план за производство прикажан во прилог 2, при различен степен на искористување и осиромашување на рудата, се дадени вкупните трошоци кои настануваат при остварување на планираниот годишен капацитет, како и вкупните трошоци при целосна експлоатација на наоѓалиштето. Како што веќе рековме, оперативните трошоци се менуваат во зависност од коефициентот на искористување и осиромашување на рудата, односно во зависност од векот на експлоатација на рудното наоѓалиште. Истото важи и за трошоците за флотациска преработка на рудата. Колку поголема вредност имаат коефициентите на искористување и осиромашување на рудата, толку работниот век на рудникот е поголем, а со тоа и оперативните трошоци и трошоците за флотациска преработка на рудата се поголеми.

Табела 5.29. Рекапитулација на вкупните капитални и оперативни трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“

Table 5.29. Recapitulation of total capital and operating costs for exploitation of “Svinja Reka”

Вид на трошоци	Капитални трошоци (US\$)	Оперативни трошоци (US\$)
Трошоци за отворање	4.086.088	3.842.960
Трошоци за разработка	687.378	5.336.100
Трошоци за откопно - подготвителни работи	/	56.673.109
Трошоци за откупување	44.470.609	124.013.290
Трошоци за транспорт на ископината	10.869.737	56.802.485
Вкупни трошоци	60.113.812	246.667.944

Табела 5.30. Рекапитулација на вкупните трошоците

Table 5.30. Recapitulation of total costs

Вид на трошоци	Висина на трошокот (US\$)				
	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
Капитални трошоци за експлоатација	60.113.812	60.113.812	60.113.812	60.113.812	60.113.812
Оперативни трошоци за експлоатација	188.576.875	197.471.787	206.517.463	214.718.868	224.091.932
Трошоци за флотациска преработка на рудата	70.222.473	76.111.101	82.099.539	87.529.050	93.734.226
Трошоци за отплата на кредитот	7.636.446	7.636.446	7.636.446	7.636.446	7.636.446
Вкупни трошоци	326.549.607	341.333.146	356.367.261	369.998.176	385.576.417

5.10. Приходи од експлоатацијата на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

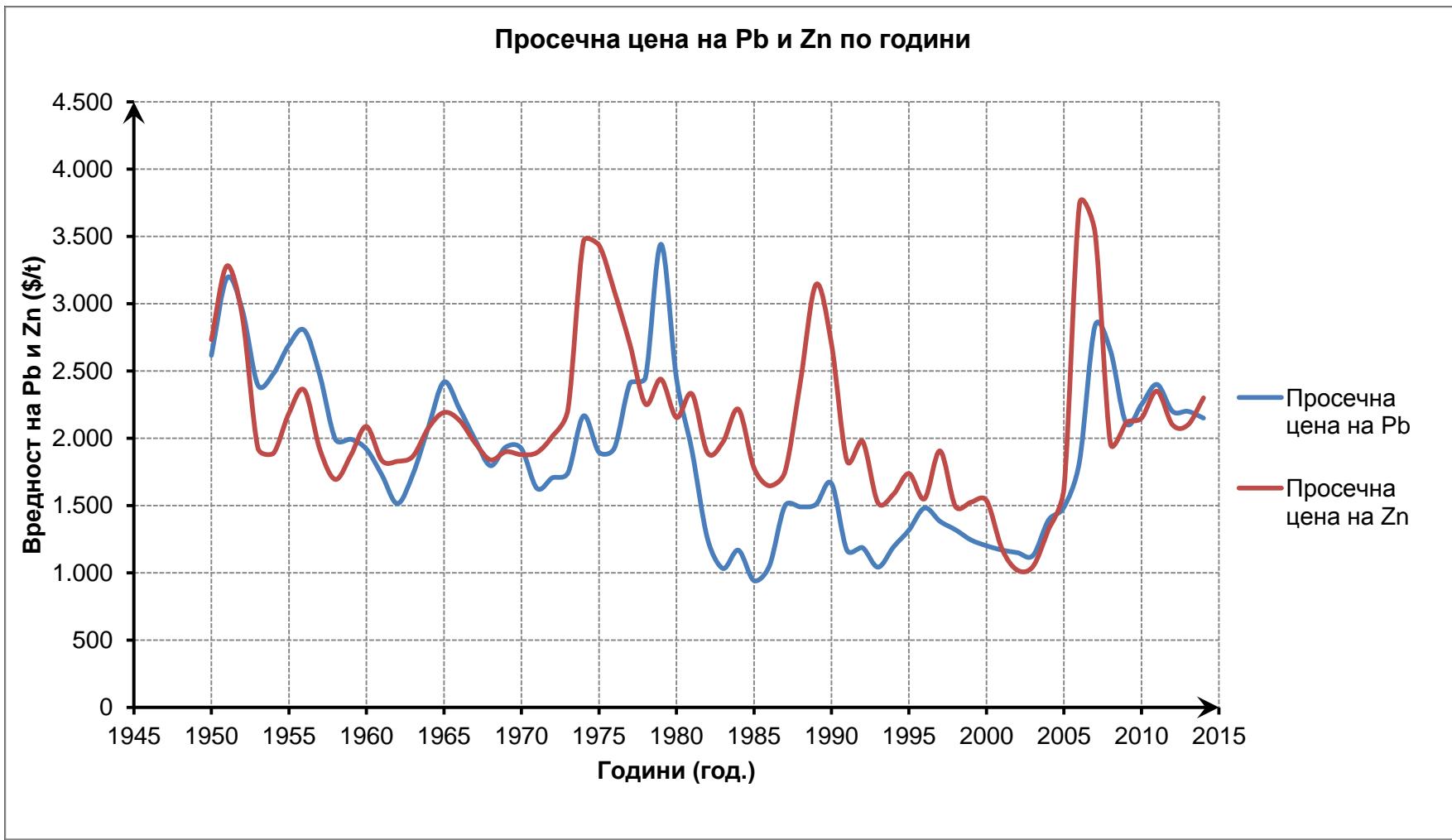
5.10.1. Вредност на еден тон руда

При пресметувањето на приходите, односно вредноста на еден тон руда е потребно да се посвети посебно внимание при утврдувањето на цените на металите, бидејќи тие се доста променливи. Во оваа докторска дисертација цените на металите се земени, врз основа на анализите коишто се вршени во *Студијата за техничко-економска анализа за избор на оптимална технологија за подземно откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ помеѓу хоризонтите XIVb и 830*, изработена од страна на Факултетот за природни и технички науки за потребите на Рудникот за олово и цинк „САСА“ М. Каменица, 2010 година [72].

Со цел да се утврди веројатноста од промената на цените на металите и нивниот можен тренд на промени беше извршена анализа за цените на металите на Лондонската берза (LME) за период од 1950 до 2010 год. Притоа цените беа коригирани со т.н. ценовен дефлатор за да реалната вредност на цената на металот од берзата се сведе на моменталните цени. Ценовниот дефлатор беше дефиниран врз основа на CPI или индексот на потрошувачки цени со кој се изразува инфлацијата. Овој индекс го дефинираат централните банки на некои држави. Во конкретниот случај беше користен ценовен дефлатор дефиниран од Federal Reserves SCMYB.

Врз основа на вака дефинираните податоци беше извршено прогнозирање на цените со методата SMA (како најоптимална за ваков сет на податоци), за наредните петнаесет години (слика 5.11).

Од извршените анализи на сето претходно кажано, земено е цената на оловото и цинкот да изнесува 2.200 \$/t, а цената на среброто да изнесува 500\$/kg.



Слика 5.11. Просечни цени на оловото и цинкот по години

Figure 5.11. Average prices of lead and zinc by year

Пресметката за вредноста на еден тон руда е извршена за производство на селективен концентрат. Во пресметките се користени практични податоци за флотациското искористување на рудата и квалитетот на селективните концентрати произведени во Рудникот „САСА“ за периодот од 2010, 2011, 2012 и 2013 година, податоци што се дадени во прилог 3.

Влезни параметри за пресметка на вредноста на еден тон руда се:

- средна содржина на метал во геолошките резерви за интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 (табела 5.1. и прилог 2);
- осиромашување на рудата при откопување на рудата во интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 (табела 5.21);
- содржината на метал во ровната руда за интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 се пресметува според равенката 5.3 и вредностите се дадени во прилог 2;
- искористување на рудата при откопување на рудата во интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830 (табела 5.21);
- содржината на среброто е земена како просечна вредност од практичните исклучителни податоци и изнесува: $S_{Ag} = 370 \text{ g/t}$ во $Pb_{konc.}$ и $S_{Ag} = 45 \text{ g/t}$ во $Zn_{konc.}$;
- квалитетот на концентратот е земен како просечна вредност од практичните исклучителни податоци (прилог 3) и изнесува: $K_{Pb} = 73\%$ и $K_{Zn} = 48\%$;
- платливиот дел е земен како просечна вредност од практичните исклучителни податоци и изнесува: $Pd_{Pb} = 95\%$, $Pd_{Zn} = 83\%$ и $Pd_{Ag} = 90\%$;
- топилничките трошоци се земени како просечна вредност од практичните исклучителни податоци и изнесуваат: $Tt_{Pb} = 120 \text{ US$/t}$; $Tt_{Zn} = 142 \text{ US$/t}$;
- цената на металите според Лондонската берза е усвоено да изнесуваат: $C_{Pb} = 2.200 \text{ US$/t}$; $C_{Zn} = 2.200 \text{ US$/t}$ и $C_{Ag} = 500 \text{ US$/kg}$;
- топилничкото искористување земено како просечна вредност од практичните исклучителни податоци и изнесува: $It_{Pb} = 94\%$; $It_{Zn} = 88\%$ и $It_{Ag} = 82,5\%$;
- годишното производство на ровна руда, односно планираниот годишен капацитет е $Q_{god} = 750.000 \text{ t}$.

Содржината на метал во ровната руда, изразена преку равенката 3.13, се пресметува на следниов начин:

$$m_1 = m \cdot (1 - o_r)[\%] \quad (5.3)$$

Каде што се:

m_1 – содржина на метал во ровната руда;

m – содржина на метал во геолошките резерви;

o_r – коефициент на осиромашување на рудата.

Имајќи предвид дека флотациското искористување зависи од содржината на метал во ровната руда, а таа зависи од коефициентот на осиромашување на рудата (равенка 5.3), одредена е функционалната зависност помеѓу флотациското искористување и остварениот влез на метал во постројката за преработка на рудата во Рудник „САСА“ (прилог 3) и тоа според теоријата на најмали квадрати.

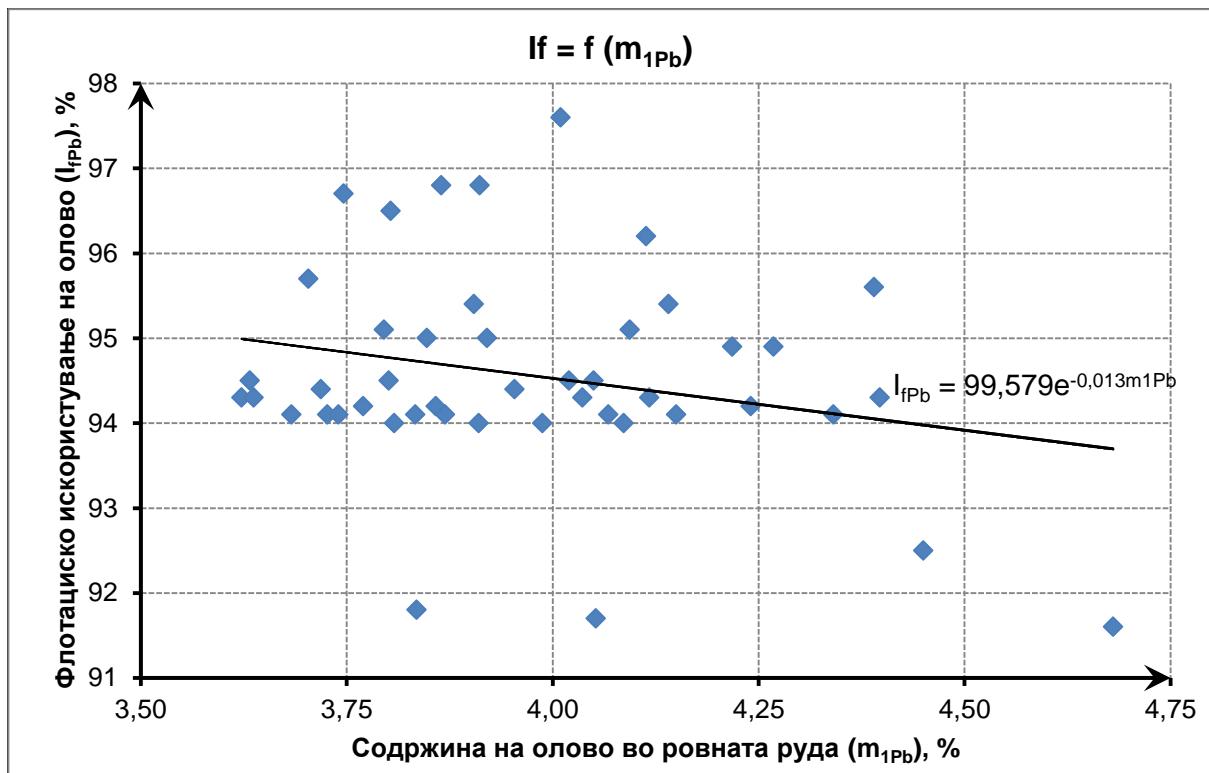
Функционалната зависност на флотациското искористување за олово е следнава (слика 5.12.):

$$I_{f,Pb} = 99,579 \cdot e^{-0,013 \cdot m_{1,Pb}} \quad (5.4)$$

Каде што се:

$I_{f,Pb}$ – Флотациско искористување на олово, %;

$m_{1,Pb}$ – Содржина на олово во ровната руда, %.



Слика 5.12. Функционална зависност помеѓу флотациското искористување на оловото ($I_{f,Pb}$) и содржината на олово во влезната руда ($m_{1,Pb}$)

Figure 5.12. Functional dependence between Flotation lead recovery ($I_{f,Pb}$) and the content of raw ore lead grade($m_{1,Pb}$)

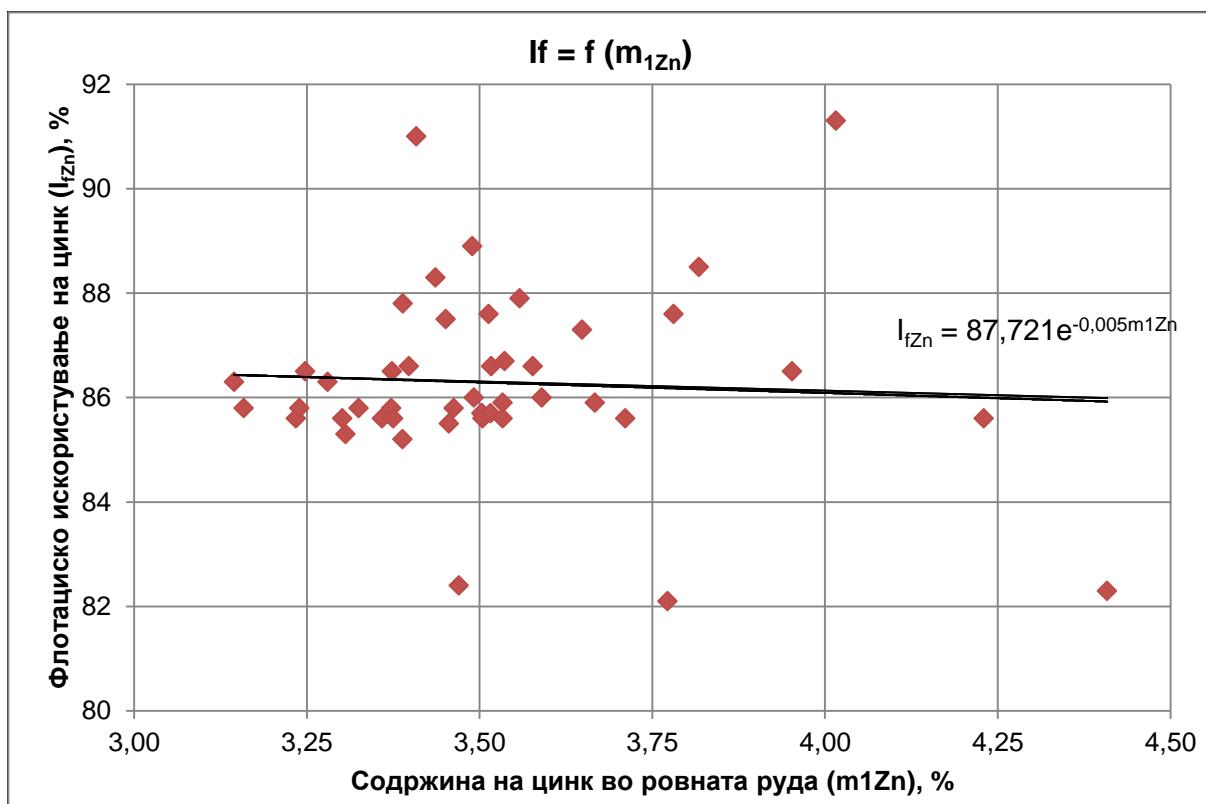
Функционалната зависност на флотациското искористување за цинк е следнава (слика 5.13.):

$$I_{f,Zn} = 87,721 \cdot e^{-0,005 \cdot m_{1,Zn}} \quad (5.5)$$

Каде што се:

$I_{f,Zn}$ – флотациско искористување на олово, %;

$m_{1,Zn}$ – содржина на олово во ровната руда, %.



Слика 5.13. Функционална зависност помеѓу флотациското искористување на цинкот (I_{fZn}) и содржината на цинкот во влезната руда (m_{1Zn})

Figure 5.13. Functional dependence between Flotation zinc recovery(I_{fZn}) and the content of raw ore zinc grade(m_{1Zn})

Од сликите 5.12 и 5.13 може да се забележи дека постојат многу пикови т.е. отстапувања. Тоа е случај бидејќи тоа беше период на пробно производство на технолошкиот процес за флотирање на рудата и ако се има предвид дека станува збор за ново набавена опрема мораше да се изврши оптимизација на технолошкиот процес со цел да се постигне оптимално флотациско искористување на металите (олово и цинк). Од сликите 5.12 и 5.13 може да се забележи дека функционалната зависност помеѓу флотациското искористување на металите и содржината на металите во ровната руда е експоненцијална. Исто така, се забележува права линија, која не претставува линеарна зависност туку експоненцијална, бидејќи интервалот на промена на вредностите на содржината на метал во влезот е многу мал (од 3 до 5%).

Врз основа на равенките 5.4 и 5.5 се пресметани вредностите за флотациското искористување на оловото и цинкот, при просечна вредност на содржината на металите во геолошките резерви на наоѓалиштето „Свиња Река”: $m(Pb) = 5,04\%$; $m(Zn) = 4,28\%$, а за различни степени на искористување и осиромашување на рудата (табела 5.31). Додека, пак, пресметката на флотациското искористување на металите за поединечните хоризонти е прикажана во прилог 3.

Табела 5.31. Флотациско искористување на металите за различни степени на искористување и осиромашување на рудата

Table 5.31. Flotation recovery of the metals for different coefficients of recovery and dilution of the ore

Параметри	Содржина на олово и цинк во геолошките резерви: $m(Pb) = 5,04\%$; $m(Zn)=4,28\%$				
$ir, \%$	69	75	80	83	86
$Or, \%$	10	15	20	25	30
$m1(Pb), \%$	4,54	4,28	4,03	3,78	3,53
$m1(Zn), \%$	3,85	3,64	3,42	3,21	2,99
$If(Pb), \%$	93,88	94,18	94,49	94,80	95,12
$If(Zn), \%$	86,05	86,14	86,23	86,33	86,42

Пресметка на вредноста на селективните концентрати

Вредноста на оловниот концентрат е пресметана како сума од вредноста на оловото во оловниот концентрат и вредноста на среброто во истиот концентрат.

Во продолжение се дадени равенките според кои е извршена пресметката на вредноста на селективните концентрати:

- Вредност на олово во оловен концентрат:

$$V_{Pb,k} = \frac{K_{Pb}}{100} \cdot C_{Pb} \cdot \frac{It_{Pb}}{100} \cdot Pd_{Pb} \left[\frac{US\$}{t} \right] \quad (5.6)$$

- Вредност на сребро во оловен концентрат:

$$V_{Ag,Pb} = S_{Ag,Pb} \cdot C_{Ag} \cdot \frac{It_{Ag}}{100} \cdot Pd_{Ag} \left[\frac{US\$}{t} \right] \quad (5.7)$$

- Вкупна вредност на оловен концентрат:

$$V_{Pb,vk} = V_{Pb,k} + V_{Ag,Pb} \left[\frac{US\$}{t} \right] \quad (5.8)$$

- Вредност на цинков концентрат:

$$V_{Zn,k} = \frac{K_{Zn}}{100} \cdot C_{Zn} \cdot \frac{It_{Zn}}{100} \cdot Pd_{Zn} \left[\frac{US\$}{t} \right] \quad (5.9)$$

Пресметка на количества на концентрати

Во продолжение се дадени равенките според кои е извршена пресметката за количествата на концентрати:

- Годишното количество на ровна руда добиено од откопување и од откопно-подготвителните работи, односно планираниот годишен капацитет се пресметува според равенката 3.24, односно имаме:

$$Q_{god} = \frac{i_r \cdot Q_r}{1 - O_r} [t] \quad (5.10)$$

Каде што се:

Q_{god} - количество на ровна руда произведена во текот на една година;

i_r - искористување на рудата;

Q_r - количество на геолошки резерви, кои ќе се експлоатираат за една година;

O_r - осиромашување на рудата.

- Количество на оловен концентрат (на пример за хоризонт 990, Pb=5,28%):

$$Kk_{Pb} = \frac{Q_{god} \cdot If_{Pb} \cdot Pb}{K_{Pb} \cdot 100} [t]$$

односно

$$Kk_{Pb} = \frac{\left(\frac{i_r \cdot Q_r}{1 - O_r} \right) \cdot If_{Pb} \cdot Pb}{K_{Pb} \cdot 100} [t] \quad (5.11)$$

- Количество на цинков концентрат (на пример за хоризонт 990, Zn=4,99%):

$$Kk_{Zn} = \frac{Q_{god} \cdot If_{Zn} \cdot Zn}{K_{Zn} \cdot 100} [t]$$

односно

$$Kk_{Zn} = \frac{\left(\frac{i_r \cdot Q_r}{1 - O_r} \right) \cdot If_{Zn} \cdot Zn}{K_{Zn} \cdot 100} [t] \quad (5.12)$$

- Количество на вкупен концентрат:

$$Kk_{vk} = Kk_{Pb} + Kk_{Zn} [t] \quad (5.13)$$

Пресметка на степенот на концентрација

Во продолжение е дадена равенката според која е извршена пресметката за степенот на концентрација:

$$S_k = \frac{Q_{god}}{Kk_{vk}} \left[\frac{t \text{ руда}}{t \text{ концентрат}} \right]$$

односно

$$S_k = \frac{\left(\frac{i_r \cdot Q_r}{1 - o_r} \right)}{Kk_{vk}} \left[\frac{t \text{ руда}}{t \text{ концентрат}} \right] \quad (5.14)$$

Пресметка на вредноста на рудата

Во продолжение е дадена равенката според која е извршена пресметката за вредноста на рудата:

$$V_r = \frac{K_{Pb} \cdot (V_{Pb,vk} - Tt_{Pb}) + K_{Zn} \cdot (V_{Zn,k} - Tt_{Zn})}{Kk_{vk} \cdot S_k} \left[\frac{US\$}{t} \right] \quad (5.15)$$

Во табела 5.32 е дадена вредноста за еден тон руда за сите пет случаи, при експлоатација на рудното наоѓалиште. Можеме да заклучиме дека при помала вредност на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата, вкупните приходи од производството на еден тон руда и вкупните трошоци за производство на еден тон руда се поголеми, а со тоа и вкупната добивка од еден тон произведена руда е поголема. Со зголемување на вредноста на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата се намалуваат вкупните приходи од производството на еден тон руда и вкупните трошоци за производство на еден тон руда, а со тоа се намалува и вкупната добивка од еден тон произведена руда.

Пресметка на вкупниот приход од произведената руда

При пресметувањето на приходите од експлоатацијата на рудното наоѓалиште е потребно да се нагласи дека вкупниот приход се добива како збир од приходите од откопно-подготвителните работи и од откопувањето (табела 5.33).

Од практичните искуства, како и од литературните податоци, може да се усвои дека процентуалното учество на откопно-подготвителните работи во вкупното производство изнесува околу 38%. Бидејќи откопно-подготвителните работи се изработуваат по руда, одовде произлегува дека коефициентот на искористување е $i_r = 100\%$, а коефициентот на осиромашување е $o_r = 0\%$ што значи дека нема загуби на руда.

Во продолжение е дадена равенката според која е извршена пресметката за вкупниот приход од произведената руда:

$$P_{vk} = Kk_{Pb} \cdot (V_{Pb,vk} - Tt_{Pb}) + Kk_{Zn} \cdot (V_{Zn,k} - Tt_{Zn}) [US\$] \quad (5.16)$$

Во динамичкиот план за производство, при различен коефициент на искористување и осиромашување на рудата, се дадени вкупните приходи кои настануваат при остварување на планираниот годишен капацитет (прилог 2).

Во табела 5.34. е даден вкупниот нето прилив за сите пет случаеви, при експлоатација на рудното наоѓалиште. Можеме да заклучиме дека при помала вредност на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата, вкупните приходи и вкупните трошоци се помали, а со тоа и вкупниот нето прилив е помал. Со зголемување на вредноста на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата се зголемуваат вкупните приходи и вкупните трошоци, а со тоа се зголемува и вкупниот нето прилив.

Табела 5.32. Вредност на еден тон руда

Table 5.32. Value of one ton of ore

Добивка од 1t произведена руда	Вредност на еден тон руда (US\$/t)				
	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
Вкупни приходи од производство на 1t руда	133,46	128,52	124,48	119,72	115,20
Вкупни трошоци за производство на 1t руда	41,85	40,36	39,07	38,04	37,02
Вкупна добивка од 1t произведена руда	91,61	88,15	85,41	81,67	78,17

Табела 5.33. Рекапитулација на вкупните приходи

Table 5.33. Recapitulation of total revenue

Вид на приходи	Висина на приходот (US\$)				
	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
Приходи од откопно - подготвителни работи	420.589.313	453.333.403	489.756.599	519.947.733	555.560.863
Приходи од откупување	620.743.047	633.491.312	645.768.127	644.341.658	644.193.226
Вкупни приходи	1.041.332.360	1.086.824.715	1.135.524.726	1.164.289.391	1.199.754.089

Табела 5.34. Вкупен нето прилив

Table 5.34.Total net inflow

Нето прилив	Висина на приливот (US\$)				
	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
Вкупни приходи	1.041.332.360	1.086.824.715	1.135.524.726	1.164.289.391	1.199.754.089
Вкупни трошоци	326.549.607	341.333.146	356.367.261	369.998.176	385.576.417
Вкупен нето прилив	714.782.753	745.491.569	779.157.465	794.291.215	814.177.672

5.11. Економска оценка за оптимизација на искористувањето и осиромашувањето при експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830

5.11.1. Методолошки пристап

За да се добие пореална оцена за економската оптимизација на искористувањето и осиромашувањето, при експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“, разработена е симулација на сите видови трошоци и приходи за целиот период на експлоатација на рудното наоѓалиште. Деталната техничка елаборација за отворање и експлоатација на рудникот овозможува дефинирање на релевантните параметри со голема точност и доверливост. Ваквата симулација претставува солидна основа за анализирање на економските ефекти и формирање рационална оцена на истите.

Имајќи го предвид високиот асоциран ризик, големите вложувања и долгиот период на функционирање на инвестицијата, како прифатлива методологија за анализа е т.н. DCF (Discounted Cash Flow) анализа, со која е овозможено да се дефинираат параметрите:

- NPV (нето сегашна вредност) и
- IRR (интерна стапка на враќање).

Овие параметри се основа за буџетирање на капиталот кај долготрајни проекти, со кој се мери вишокот или недостатокот на доток на готови пари, од аспект на сегашното време.

NPV (Net present value), односно нето сегашната вредност по дефиниција ја претставува вкупната сегашна вредност на дотокот на пари во одреден временски период и е прифатен како еден од најважните индикатори за успешноста при оптимизацијата.

Интерната стапка на враќање (IRR) се дефинира како дисконтирана стапка што ја утврдува вкупната сегашна вредност на очекуваниот готовински приход по оданочување, во споредба со вкупната сегашна вредност на капиталните трошоци т.е. работниот капитал и фиксниот капитал.

5.11.2. Извори на финансирање

Изворите на финансирање на инвестициските вложувања во производна рударска механизација и капитални рударски објекти до почетокот со експлоатација на наоѓалиштето „Свиња Река“ можат да бидат:

- сопствени извори;
- банкарски кредити;
- позајмувања од инвестициони фондови.

Во оваа докторска дисертација е усвоен случајот на финансирање од банкарски кредити. Висината на кредитот изнесува 5.000.000 US\$ и годишна каматна стапка од 8%.Периодот за враќање на кредитот ќе биде 10 години, со

три години грејс период, што значи кредитот ќе се враќа во период од седум години.

Годишниот ануитет е пресметан според следнава равенка:

$$A = V_k \cdot \frac{r \cdot (1 + r)^n}{(1 + r)^n - 1} \left[\frac{\$}{god.} \right] \quad (5.17)$$

Каде што се:

A – вредност на ануитетот, \$/год.;

V_k – висина на кредитот, \$;

r – каматна стапка, %;

n – период за отплата на кредитот, години.

Во табела 5.35 е даден Амортизациониот план за отплата на кредитот.

Табела 5.35. Амортизационен план за отплата на кредитот

Table 5.35. Amortization Plan for loan repayment

Година	Кредит на почетокот на годината	Ануитет	Камата	Отплата на главнината	Долг на крајот од годината
1	5.000.000				
2	5.000.000				
3	5.000.000				
4	5.000.000	960.362	400.000	560.362	4.439.638
5	4.439.638	960.362	355.171	605.191	3.834.447
6	3.834.447	960.362	306.756	653.606	3.180.841
7	3.180.841	960.362	254.467	705.895	2.474.946
8	2.474.946	960.362	197.996	762.366	1.712.580
9	1.712.580	960.362	137.006	823.356	889.224
10	889.224	960.362	71.138	889.224	0
Вкупно		6.722.534	1.722.534	5.000.000	

Може да се забележи дека вкупниот отплатен износ, заедно со каматата изнесува 6.722.534 US\$. Исто така, забележливо е дека во четвртата година, кога започнува отплатата на кредитот, износот на каматата е највисок. Тоа е затоа што каматата се пресметува од неотплатениот износ, кој постепено се намалува, со што се намалува и каматата како дел од ануитетот, а се зголемува делот на отплатата на главнината.

За симулација на протокот на пари се усвоени следните основни параметри за дефинирање на дисконтната стапка која е применета во DCF анализата:

- инфлација од 3% на годишно ниво и
- процент на ризик од 8%.

Врз основа на усвоените параметри се добива дека дисконтната стапка е 11%.

5.11.3. Готовински текови

За економска оценка за оптимизација на искористувањето и осиромашувањето при експлоатација на рудното наоѓалиште се користи готовинскиот тек (cash flow). Со помош на готовинските текови се прикажуваат приливите и одливите, кои настануваат во текот на годината. Ако се оценува рентабилноста при оптимизација на искористувањето и осиромашувањето при експлоатација на рудното наоѓалиште се користи т.н. економски тек на готовината (симулација на проток на пари), кој се описува како релација помеѓу фирмата т.е. рудникот и инвестицијата како интервенција на пазарот. Ако се сака да се оправда инвестицијата од аспект на ликвидноста во финансискиот тек се земаат предвид приходите, трошоците, даночењето и сл.

Потребните вложувања се пресметани врз основа на практични искуства.

Бруто профитот, односно нето приливот е пресметан врз база на добиените средства од продажбата на концентратот, односно металите на Лондонската берза.

Симулацијата на проток на пари според DCF методата, изразена во американски долари, изработена е за период од 14, односно 17 години при функционирање на рудникот за експлоатација на олово и цинк, при различни вредности за коефициентот на искористување и осиромашување на рудата.

Од извршената анализа за економска оценка за оптимизација на искористувањето и осиромашувањето, при експлоатација на рудното наоѓалиште, добиено е во сите пет случаи дека пред втората година рудникот започнува да работи со профит (табела 5.36). Врз основа на вкупните трошоци и вкупните приходи е пресметана Нето сегашната вредност (NPV) при различни вредности на коефициентите за искористување и осиромашување на рудата, како и Интерната стапка на враќање (IRR) (табела 5.37).

Нето сегашната вредност (NPV) е пресметана според равенката 4.28 на страница 72, а интерната стапка на враќање (IRR) е пресметана според равенката 4.30 на страница 73.

Во прилог 4 се прикажани табели со извештаи за готовинските текови при различни вредности на коефициентите за искористување и осиромашување на рудата, како и пресметани вредности за NPV и IRR.

Табела 5.36. Нето годишен прилив по години за различни вредности на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата

Table 5.36. The net annual inflow by year for different values of recovery and dilution coefficient

Година	Нето годишен прилив, \$/год.				
	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
0	-5.000.000	-5.000.000	-5.000.000	-5.000.000	-5.000.000
1	-18.730.196	-18.700.756	-18.671.405	-18.642.144	-18.612.972
2	5.544.607	5.029.446	4.511.281	3.990.099	3.465.885
3	21.854.256	20.888.774	19.917.880	18.941.549	17.959.755
4	40.654.658	38.881.480	37.098.550	35.305.825	33.503.257
5	47.512.480	45.508.097	43.492.733	41.466.336	39.428.857
6	40.356.148	38.655.538	36.951.994	35.230.603	33.479.382
7	36.729.865	35.202.491	33.645.244	32.051.833	30.482.712
8	30.581.154	29.246.156	29.952.663	28.576.584	27.188.873
9	27.612.163	26.409.462	25.200.491	23.985.220	22.763.624
10	25.003.908	23.950.302	22.891.289	21.826.846	20.756.950
11	21.845.379	20.896.184	19.942.119	18.983.161	18.019.290
12	18.903.163	18.072.406	17.974.469	17.110.543	16.242.191
13	15.722.024	16.274.870	15.522.660	14.766.653	14.626.027
14	509.078	13.952.807	15.326.536	14.702.607	14.020.570
15			11.065.171	12.874.633	13.053.624
16				7.919.089	12.034.336
17					5.217.248

Табела 5.37. Нето сегашна вредност и интерна стапка на враќање за различни вредности на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата

Table 5.37. Net present value and internal rate of return for different values of recovery and dilution coefficient

Варијанта	ir=69% и Or=10%	ir=75% и Or=15%	ir=80% и Or=20%	ir=83% и Or=25%	ir=86% и Or=30%
NPV (US\$)	309.098.688	309.267.256	309.821.673	304.089.437	298.629.607
IRR (%)	76	73	71	69	66

6. ИНТЕРПРЕТАЦИЈА НА ДОБИЕНИТЕ РЕЗУЛТАТИ ОД НАУЧНОТО ИСТРАЖУВАЊЕ

Во ова поглавје е даден краток осврт на резултатите добиени од истражувањата за оптимизација на искористувањето и осиромашувањето на рудата при откопувањето, а верифицирани преку разработениот пример, за рударско – геолошките услови кои што владеат во рудното наоѓалиште „Свиња река“ и применетата технологија на откопување. Како што беше спомнато во претходниот текст за експлоатација на наоѓалиштето помеѓу Хоризонт XIVb и 830, ќе се применува откопна метода со зарушување на рудата и соседните карпи и времено оставање на заштитни столбови, со напредување одозгора – надолу. Откопните параметри кај оваа метода се следниве:

- должина на рудниот блок: $L = 300 \text{ m}$;
- височина на рудниот блок: $H = 75 \div 80 \text{ m}$;
- паден агол на рудните тела: $\alpha = 35 \div 38^\circ$;
- височина на подетажата: $h = 7 \div 7,5 \text{ m}$;
- просечна дебелина на рудното тело: $d = 10 \text{ m}$;
- линија на најмал отпор: $W = 1,5 \text{ m}$;
- паралелни мински дупчотини со должина: $I = 3 \text{ m}$;
- агол на дупчење на минските дупчотини е идентичен со аголот на залегнување на рудното тело.

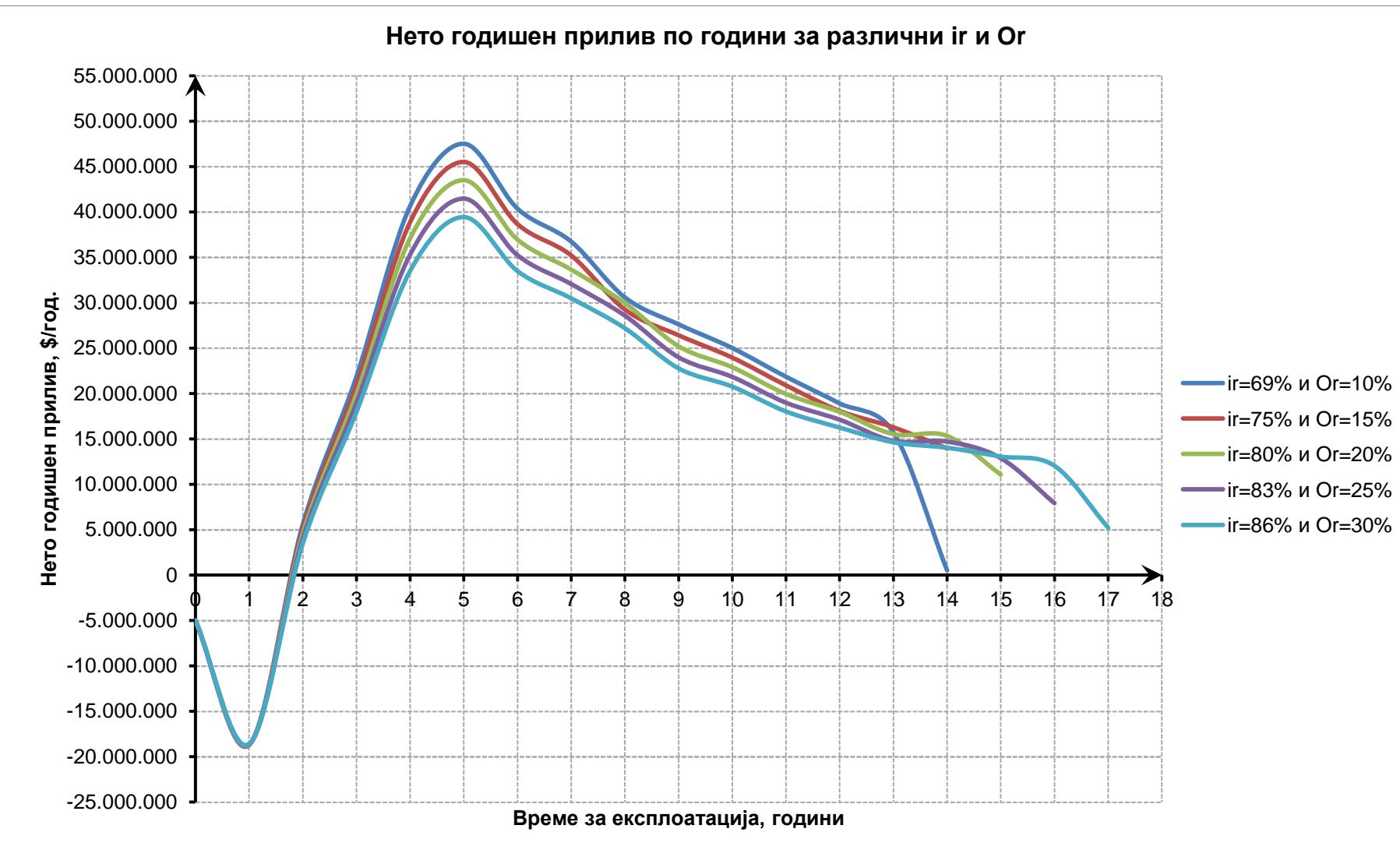
Како што беше претходно кажано, при описот на оваа откопна метода (поглавје 5), рудата се добива во две фази:

- фаза на изработка на откопно – подготвителни објекти, и
- фаза на откопни работи (соборување на подетажната плоча).

Во анализата е извршена одредена апроксимација, односно е усвоено дека искористувањето на рудата при изработка на откопно – подготвителните објекти, ќе изнесува $i_r = 100\%$ и осиромашувањето на рудата е $O_r = 0\%$. Тоа е направено од причина што требаше да се издвојат овие две фази според степенот на искористување, односно осиромашување на рудата. Во втората фаза е извршена оптимизација на искористувањето и осиромашувањето, врз основа на максимизација на нето сегашната вредност (NPV). Нето сегашната вредност е добиена како разлика помеѓу вкупните приходи и вкупните трошоци за производство на рудата.

Од поглавје 5 може да се забележи дека искористувањето/загубите на рудните резерви влијае на веќот на експлоатација на рудникот, а со тоа и врз големината на вкупните приходи. Додека, пак, осиромашувањето на рудата, коешто е во непосредна функционална зависност од осиромашувањето најмногу влијае на вредноста на еден тон руда, односно на вредноста на еден тон концентрат, а со тоа и на големината на вкупните приходи. Исто така, осиромашувањето влијае и на големината на производните трошоци и на вредноста на флотациското искористување на металите во технолошкиот процес на преработка.

На слика 6.1. е дадена зависност на Нето годишниот прилив, од веќот на експлоатација на наоѓалиштето при различни вредности на коефициентите за искористување и осиромашување на рудата.

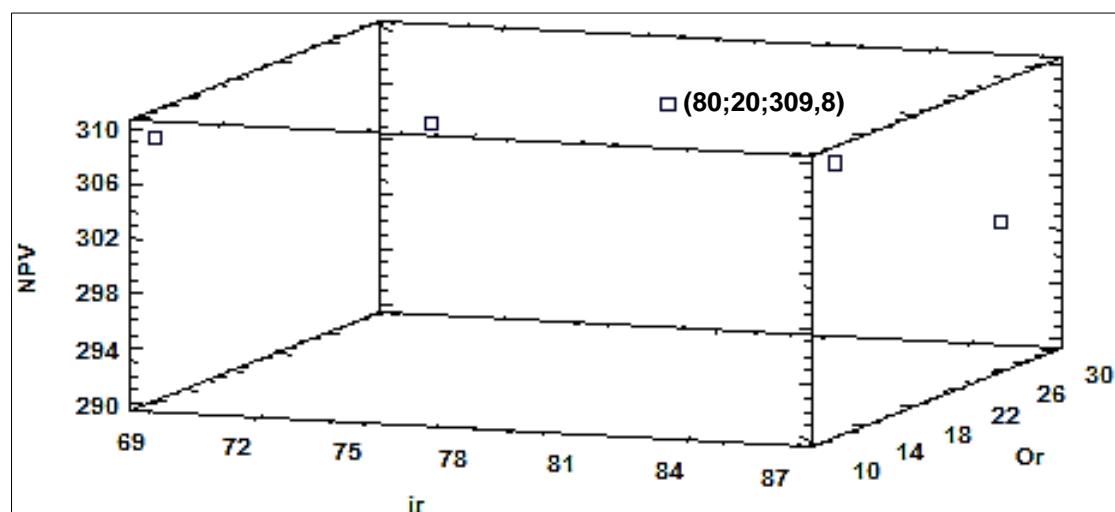


Слика 6.1. Споредба на Нето годишниот прилив по години за различни вредности на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата

Figure 6.1. Comparison of net annual inflow by year for different values of recovery and dilution coefficient

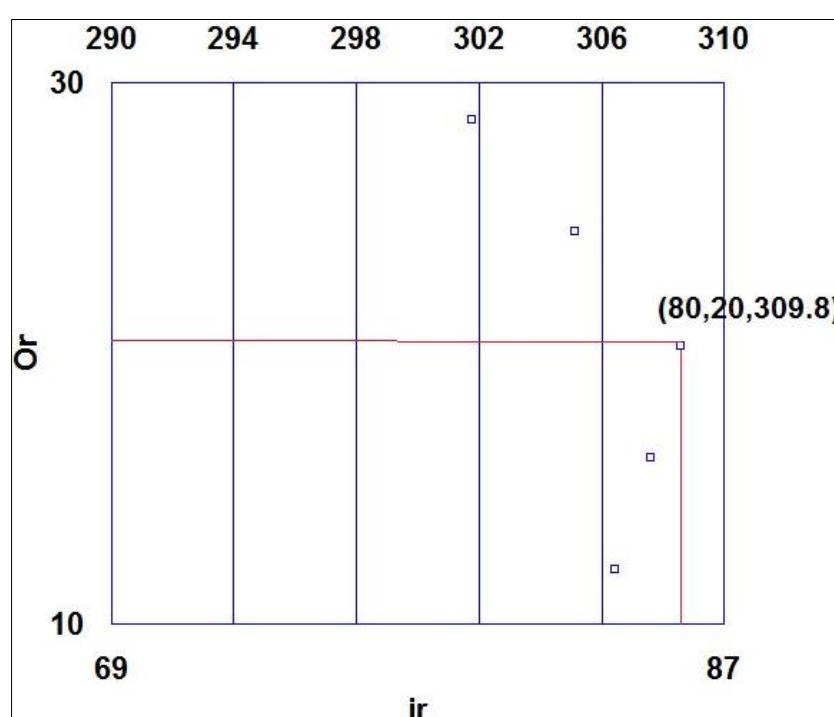
Максималната вредност на нето сегашната вредност изнесува $NPV=309.821.673$ US\$, па одовде следува дека оптималната вредност на коефициентот за искористување е $i_r = 80\%$, при оптимална вредност на коефициентот за осиромашување $o_r = 20\%$.

На слика 6.2 и 6.3 е дадена функционална зависност помеѓу Нето сегашната вредност (NPV) и коефициентот на искористување (i_r), односно осиромашување на рудата (o_r). Овие дијаграми се изработени во математичката програма “Statgraphis”.



Слика 6.2. Графички приказ на NPV наспроти i_r и o_r

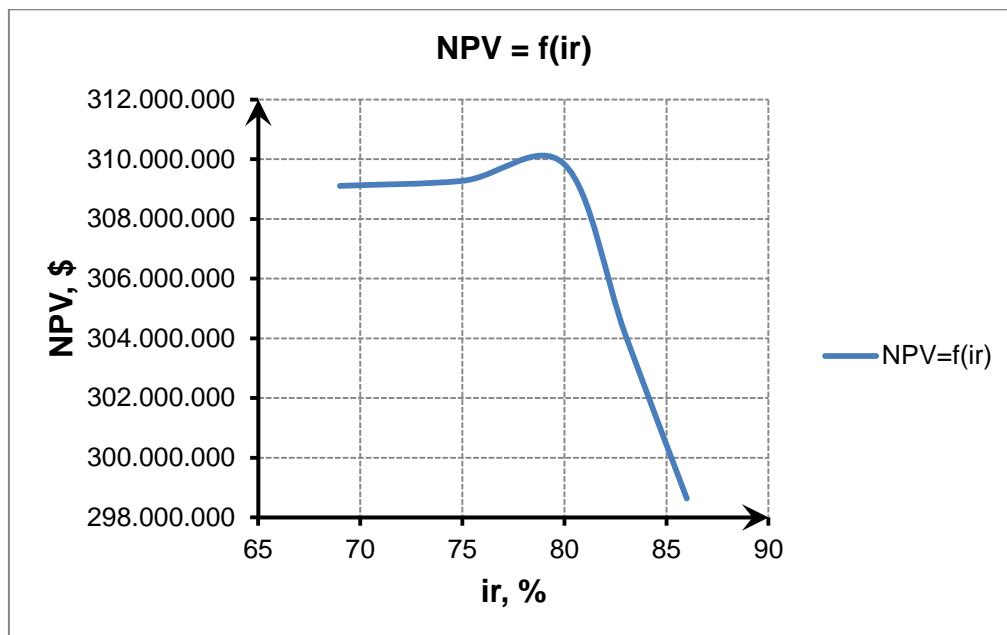
Figure 6.2. Plot of NPV vs i_r and o_r



Слика 6.3. Casement дијаграм по нивоа на NPV

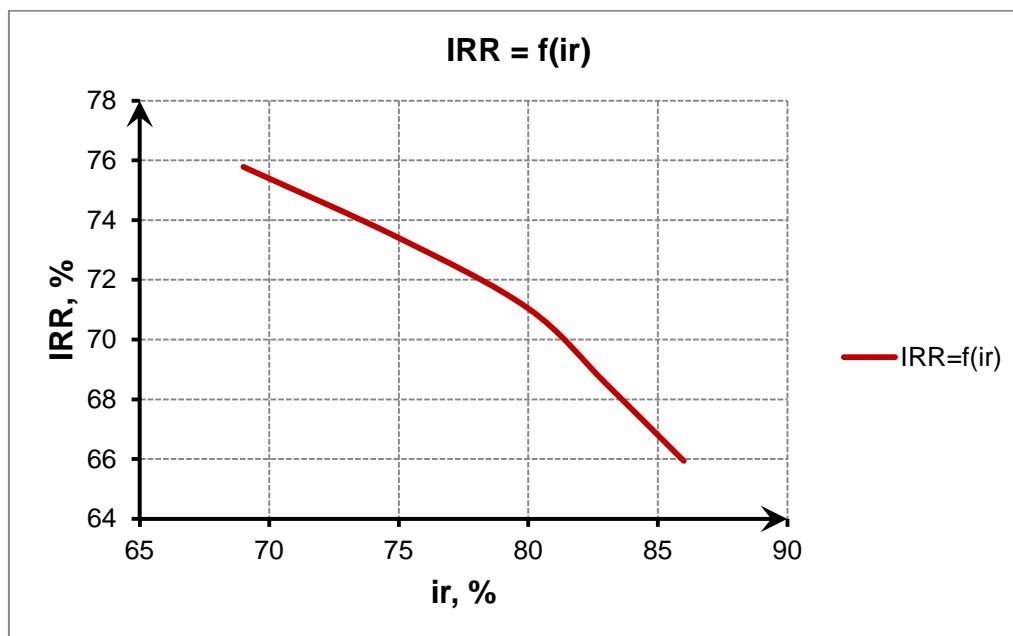
Figure 6.3. Casement plot by levels of NPV

На слика 6.4 и 6.5 се дадени функционални зависности помеѓу нето сегашната вредност и интерната стапка на враќање, од коефициентот на искористување на рудата при откупувањето.



Слика 6.4. Функционална зависност помеѓу Нето сегашната вредност (NPV) и коефициентот на искористување на рудата (i_r)

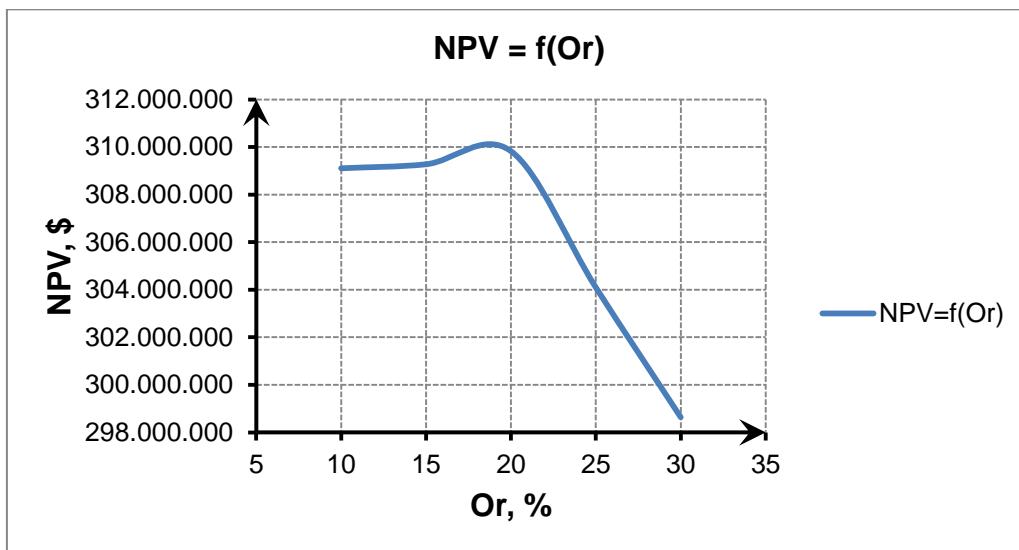
Figure 6.4. Functional dependence between the net present value (NPV) and recovery coefficient (i_r)



Слика 6.5. Функционална зависност помеѓу Интерната стапка на враќање (IRR) и коефициентот на искористување на рудата (i_r)

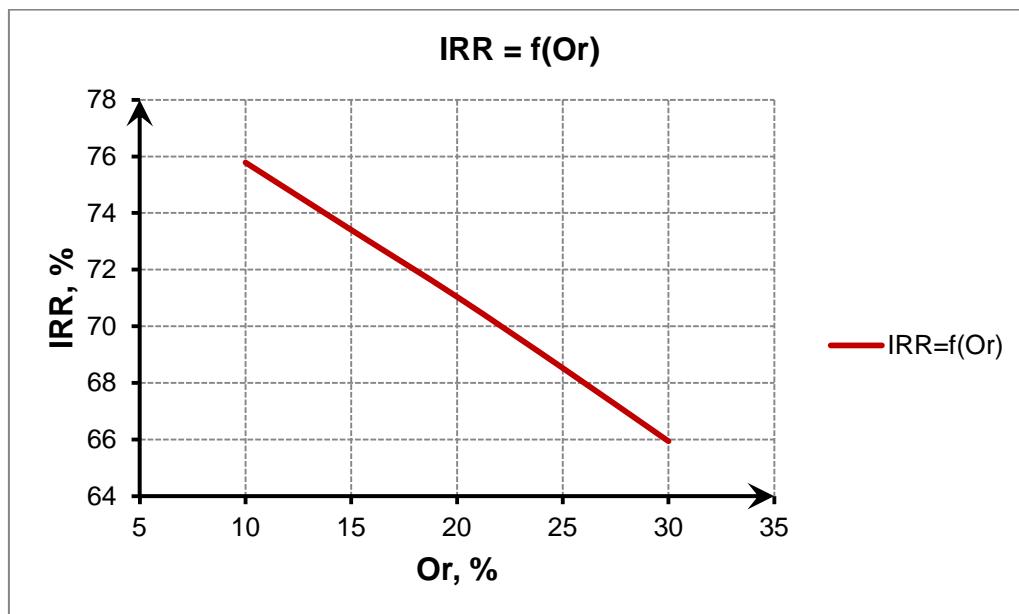
Figure 6.5. Functional dependence between internal rate of return (IRR) and recovery coefficient (i_r)

На слика 6.6 и 6.7 се дадени функционални зависности помеѓу нето сегашната вредност и интерната стапка на враќање, од коефициентот на осиромашување на рудата при откопувањето.



Слика 6.6. Функционална зависност помеѓу Нето сегашната вредност (NPV) и коефициентот на осиромашување на рудата (o_r)

Figure 6.6. Functional dependence between the net present value (NPV) and dilution coefficient (o_r)



Слика 6.7. Функционална зависност помеѓу Интерната стапка на враќање (IRR) и коефициентот на осиромашување на рудата (o_r)

Figure 6.7. Functional dependence between internal rate of return (IRR) and dilution coefficient (o_r)

7. ЗАКЛУЧОЦИ И ПРЕПОРАКИ ЗА ПОНАТАМОШНИ ИСТРАЖУВАЊА

Остварувањето на поволни вредности за коефициентот на искористување/загубите при откопувањето на рудните резерви од едно рудно наоѓалиште е императив за секое рударско претпријатие ако се има предвид аргументот дека рудното богатство е необновлив природен ресурс. Поради тоа денес сè повеќе внимание се посветува на изнаоѓањето егзактни методи за негово одредување.

Една од методите за одредување на вредноста на степенот на искористувањето и осиромашувањето на рудата при откопувањето е лабораториското испитување на физички модели на сличност од еквивалентни материјали, со промена на откопните параметри. Меѓутоа, иако овие испитувања даваат задоволителни резултати приближни до реалните, сепак треба да се нагласи дека голем број на фактори влијаат на вредноста на искористувањето/загубите и осиромашувањето, меѓу кои се:

- гранулацијата на одминираната руда;
- широчината и висината на подетажните ходници;
- длабочината на зафаќање при товарење на одминираната руда;
- наклонот на појасот на одминираната руда;
- моќноста на појасот на одминираната руда и др.

Во рударската пракса, со задоволителна точност, одредување на коефициентот на искористување (загубите) и осиромашување на рудата се извршува со геодетски мерења на волуменот на откопаната и неоткопаната руда.

Имајќи предвид дека искористувањето како техничко-економски параметар на откопувањето е многу тешко прецизно да се одреди, бидејќи како што беше наведено зависи од голем број на фактори во оваа дисертација се одредени неговите оптимални вредности врз основа на економски параметри, со претходно усвојување на зоната-интервалот на оптимизација.

Во дисертацијата е предложена една општа методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) на геолошките рудни резерви, која се состои од неколку последователни етапи.

Во првата етапа се дефинираат геолошките параметри на рудното наоѓалиште, и тоа:

- количеството на геолошките рудни резерви;
- содржината на металите во геолошките рудни резерви;
- граничната содржина на металите во геолошките резерви.

Во втората етапа се дефинираат технолошките параметри за експлоатација на рудното наоѓалиште, односно:

- оптималниот годишен производен капацитет;
- векот на експлоатација на рудното наоѓалиште;
- содржината на метали во ровната руда (во влезот во флотација);
- искористувањето на рудата при откопувањето;
- осиромашувањето на рудата при откопувањето;
- флотациското искористување;
- металуршкото искористување.

Во третата етапа е потребно да се дефинираат, односно пресметаат економските параметри, меѓу кои се:

- трошоците (капиталните, оперативните вкупните трошоци);
- приходите (цената на металите на берзата, вредноста на рудата, вкупните приходи);
- нето сегашната вредност (NPV);
- интерната стапка на враќање на капиталот (IRR).

Четвртата етапа од методологијата може да се нарече етапа на одлучување каде што, всушност, се врши максимизација на нето сегашната вредност при промена на вредностите на искористувањето. Така што оптимални вредности на искористувањето на рудата се оние при кои ќе се добие најголема вредност за нето сегашната вредност.

Верифицирањето на предложената методологија за оптимизација на искористувањето (загубите) е извршена при подземно откопување на рудното наоѓалиште „Свиња Река”, на интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830, во Рудникот за олово и цинк „САСА”. Бидејќи за експлоатација на ова рудно наоѓалиште се применува подетажна метода со зарушување на рудата и соседните карпи, кај која степенот на искористување и осиромашување на рудата се во меѓусебна функционална зависност, па со оптимизирање на степенот на искористувањето се изврши и оптимизирање на степенот на осиромашувањето.

Дефинирани се геолошките рудни резерви во износ од 9.122.171 t, како и просечната содржина на метали во рудата: $m_{Pb} = 5,04\%$ и $m_{Zn} = 4,28\%$. Утврден е оптималниот производен капацитет на рудникот со вредност: $Q_g = 750.000$ t/god.

Отворањето на рудното наоѓалиште „Свиња Река” за подземна експлоатација е предложено да биде комбинирано, и тоа со:

- изработка Главна извозно-сервисна рампа, која ќе се изработува од поткопот XIVb до хор. 830, со влез лоциран на геолошки профил 450-450’
- продолжување на поткоп 830, до ревир „Свиња Река”, односно геолошкиот профил 1.200 -1.200’.

Пресметани се вкупните трошоци за отворање на рудното наоѓалиште „Свиња Река” и тие изнесуваат: 7.929.048 US\$. Инвестициските вложувања во опрема и капитални рударски објекти се обезбедени преку банкарски кредит, со вредност од 5.000.000 US\$.

Разработката на рудното наоѓалиште „Свиња Река” на интервалот помеѓу хор. XIVb и 830 е извршена со хоризонтални, вертикални и коси објекти, и нејзините трошоци изнесуваат: 6.023.478 US\$.

Трошоците за откопувањето на рудното наоѓалиште на интервалот помеѓу хор. XIVb и 830 при примена на подетажна метода со зарушување изнесуваат: 225.157.008 US\$.

Транспортот на ископината добиена од рудното наоѓалиште „Свиња Река” ќе се врши низ различни транспортни патишта соодветно на фазите на отворање, а транспортните трошоци ќе изнесуваат: 67.672.222 US\$.

Вкупните трошоци за експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река” се пресметани како сума на: трошоците за отворање, разработка, откопна подготовка, откопување, транспорт и извоз, одводнување, вентилација, флотациска преработка на рудата, отплата на кредити и сите останати

трошоци (режиски работници во јама и рудник, законски и други обврски и др.) и тие во зависност од степенот на искористување и осиромашување изнесуваат од $326.549.607 \div 385.576.417$ US\$.

Одредени се вкупните приходи од експлоатација на рудното наоѓалиште „Свиња Река“ на интервалот помеѓу хор.XIVb и 830, со тоа што се земени различни вредности за степенот на искористување и осиромашување за откопно-подготвителните работи и откопните работи. Усвоени се просечни цени на металите од Лондонската берза: $C_{Pb} = 2.200$ US\$/t и $C_{Zn} = 2.200$ US\$/t и просечни вредности за топилничките трошоци $Tt_{Pb} = 120$ US\$/t и $Tt_{Zn} = 142$ US\$/t.

Врз основа на претходни моделски истражувања за одредување на степенот на искористување и осиромашување е усвоена областа на оптимизација на овие параметри и тоа за искористувањето на интервалот од 69% до 86%, а осиромашувањето на интервалот од 10% до 30%.

Пресметувана е нето сегашната вредност според предложената методологија, при промена на овие параметри, за пет варијанти и тоа:

Табела 7.1. Варијанти за пресметка на NPV

Table 7.1. Variants for NPV calculations

	Варијанта				
	1	2	3	4	5
$i_r(\%)$	69	75	80	83	86
$\sigma_r(\%)$	10	15	20	25	30

Добиени се вредностите за нето сегашната вредност и интерната стапка на враќање, кои се прикажани во табела 7.2.

Табела 7.2. Вредности на NPV и IRR

Table 7.2. Values of NPV and IRR

	Варијанта				
	1	2	3	4	5
$i_r(\%)$	69	75	80	83	86
$\sigma_r(\%)$	10	15	20	25	30
NPV(\$)	309.098.688	309.267.256	309.821.673	304.089.437	298.629.607
IRR (%)	76	73	71	69	66

Максималната вредност на нето сегашната вредност изнесува $NPV=309.821.673$ US\$, па одовде следува дека оптималната вредност на коефициентот за искористување е $i_r = 80\%$, при оптимална вредност на коефициентот за осиромашување $\sigma_r = 20\%$.

Сите пресметки кои беа неопходни за одредување, како на техничките така и на економските параметри, се извршени во компјутерската програма Microsoft Excel.

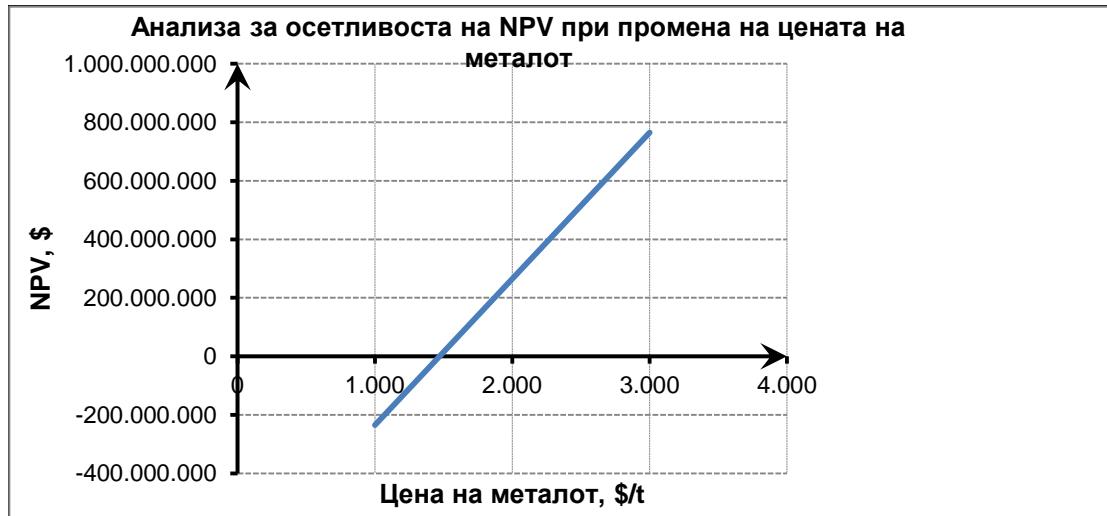
Предложената методологија за оптимизирање на коефициентот за искористување и осиромашување на рудата, при подземна експлоатација на металични рудни наоѓалишта, во иднина може да се надгради со детално анализирање на ризиците, односно анализа на осетливоста при промена на одредени параметри.

Ризиците претставуваат квантификација на непредвидени околности кои настануваат заради нарушување во деловниот систем на инвестицискиот проект, односно во производниот систем.

Инвестицијата во рударството би можела да стане неисплатлива при појава на некои очекувани или неочекувани ризици, како на пример:

- зголемување на оперативните трошоци (покачување на цените на репроматеријалите, енергените и др.);
- зголемување на капиталните трошоци (трошоци за производна механизација);
- намалување на цената на металите на светските берзи;
- неможност за остварување на производните капацитети-неостварување на производните планови;
- намалување на побарувачката на металите на пазарот;
- геолошки ризици изразени преку намалување на содржината на металите во рудата или пак намалување на вкупното количество на рудни резерви, и др.

Со оглед на фактот дека целокупниот приход се остварува од продажба на концентратот, односно металите, еден од поголемите ризици во овој случај би бил намалувањето на цената на металите на светските берзи. Од досега извршените анализи е докажана директната зависност на нето сегашната вредност од промената на цените на металите на светските берзи. Тоа може да се види на слика 7.1, каде што се забележува дека NPV расте правопропорционално со зголемување на цената на металите.



Слика 7.1. Анализа за осетливоста на NPV при промена на цената на металот
Figure 7.1. Analysis of the sensitivity on NPV by metal price change

Имајќи предид дека во подземното рударство бројот на потребните информации за одредени параметри во моментот на планирањето и проектирањето е недоволен и дека тие се усвојуваат со одреден степен на доверливост, па предложената методологија за оптимизирање на коефициентот на искористување и осиромашување на рудата во иднина би можела да се надгради и со примена на софтверски пакети за поддршка при одлучувањето засновани врз принципите на експертските системи и вештачката интелигенција.

КОРИСТЕНА ЛИТЕРАТУРА (REFERENCES)

1. Ahmić A.: *Povećanje ukupnog iskoriščenja metala iz ležišta otkopavanjem tankih rudnih žila u rudniku Srebrenica*, Zbornik radova: Iskoriščenje ležišta mineralnih sirovina u procesu podzemne eksploracije, XII Jugoslovensko-Polski simpozijum o podzemnoj eksploraciji mineralnih sirovina, Zakopane–Poljska, 1985;
2. Antunović Kobliška M.: *Opšti rudarski radovi*, Univerzitet u Beogradu, 1973;
3. Аритоновски У.: *Придонес во утврдувањето на техничко – економската оправданост за замена на откопната метода со заполнување на откопаниот простор, со методата подетажно зарушување, кај жичните рудни лежишта со мала моќност и поголем пад, со посебен осврт на олово – цинковото лежиште “Злетово”*, Докторска дисертација (непубликувана), Рударско-геолошки факултет, Штип, 1984;
4. Арсов С.: *Финансиски менаџмент*, Економски факултет, Скопје, 2008;
5. Белиќ Ч.: *Модел избора оптималне варијанте отварања и припреме у подземној експлоатации*, Докторска дисертација (непубликувана), Рударско-геолошки факултет, Београд, 2004;
6. Brady B. H. G., The University of Western Australia and Brown E. T., The University of Queensland: *Rock Mechanics for underground mining*, Third edition, Published by Springer, P. O. Box 17, 3300 AA Dordrecht, The Netherlands, 2006;
7. Bhawani Singh, IIT Roorkee, India and Rajnish K. Goel, CMRI Regional Centre Roorkee, India: *Tunnelling in Weak Rocks*, Volume 5, Elsevier Geo-Engineering Book Series Editor John A. Hudson, University of London, UK, 2006;
8. Gluščević B.: *Otvaranje i metode podzemnog otkopavanja rudnih ležišta*, Univerzitet u Beogradu, Beograd, 1974;
9. Гоцевски В., Мијалковски С.: *Избор на оптимални вредности за искористување и осиромашување на рудата при подетажна метода со зарушување на кровината во ревир “Свиња река”-рудник “Саса”, М. Каменица*, Второ стручно советување “Технологија на подземна експлоатација на минерални сировини”, СРГИМ, Македонска Каменица, 2008;
10. Десподов З.: *Технологија на подземна експлоатација* (интерна скрипта), Рударско - геолошки факултет, Штип, 2000;
11. Десподов З.: *Одредување на оптимални параметри на лентестите транспортери за нивна примена во рудниците за метални минерални сировини со подземна експлоатација во Р. Македонија*, Докторска дисертација (непубликувана), Рударско-геолошки факултет, Штип, 2002;
12. Десподов З.: *Примена на методот за Нето-Сегашна Вредност (NPV) за оценување на исплатливоста на инвестициите во рударството*, Македонско рударство и геологија, број 8, СРГИМ, Скопје, 2008;
13. Десподов З., Донева Н.: *Избор на економски најефтина метода за откупување според критериумот на оптималност, со обзир на рударско - геолошките услови на наоѓалиштето*, Зборник на трудови

- од Прво стручно советување “Технологија на подземна експлоатација на минерални сировини”, СРГИМ, Пробиштип, 2007;
14. Despodov Z., Mirakovski D., Mijalkovski S.: *Methodology for selection of the most convenient ore transportation system in regard to the environmental protection*, The International Journal of Transport & Logistics, ISSN 1451-107X, Volume 13 FBERG, Kosice, Slovakia, 2013;
15. Despodov Z., Mirakovski D., Mijalkovski S., Adjiski V., Gocevski B.: Opportunities for repairing the unloading bunker on shaft Golema reka – SASA mine, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013;
16. Despodov Z., Mijalkovski S., Adziski V., Panov Z.: *Selection of Belt Conveyors Drive Units Number by Technical - Economical Analysis*, Applied Mechanics and Materials, Main Theme: Research, Production and Use of Steel Ropes, Conveyors and Hoisting Machines, Volume 683 (2014) pp 189-195, Trans Tech Publications, Switzerland, 2014;
17. Djelloud H.: *Analyse économique de l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur la rentabilité minière*, Département de mines et métallurgie, Faculté des sciences et de génie, Université Laval, Québec, Canada 1997;
18. Донева Н., Десподов З., Хаџи Николова М., Мијалковски С.: *Влијанието на структурните карактеристики на карпестиот материјал врз трошоците за изработка на хоризонтални рударски простории*, Година VI, Број 6 “Природни ресурси и технологии”, Универзитет “Гоце Делчев”, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2012;
19. Донева Н., Хаџи-Николова М., Мијалковски С., Сирачевски Г.: *Компаративна анализа на технологиите за изработка на усколи во рудниците за подземна експлоатација*, Година VIII, Број 8 “Природни ресурси и технологии”, Универзитет “Гоце Делчев”, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2014;
20. Донева Н., Десподов З., Хаџи Николова М., Мијалковски С.: *Функционална зависност на трошоците при изработка на хоризонтални рударски простории*, Шесто стручно советување “Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини”, ЗРГИМ, Штип, 2012;
21. Doneva N., Hadzi-Nikolova M., Mirakovski D., Mijalkovski D.: Construction of horizontal mining facilities through schist's massive, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013;
22. Дополнителен рударски проект за изведување на рударски работи и експлоатација на наоѓалиштето “Свиња река” помеѓу хоризонтите XIVb и 830, во рудниците за олово и цинк “САСА” – М. Каменица, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2010;
23. Elbrond J.: *Economic effect of ore loss and rock dilution*, The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, CIM Bulletin, Volumen 87, Nomber 978, 1994;
24. Здравев С.: *Основи на рударството*, Рударско-геолошки факултет, Штип, 1998;
25. Ивановски Д., Десподов З., Мијалковски С.: *Придонес на нонел системот за иницирање во квалитетот на изработка на*

- хоризонтални рударски простории во рудникот за олово и цинк "САСА", Шесто стручно советување "Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини", ЗРГИМ, Радовиш, 2014;
26. Ивановски С.: *Придонес во одредувањето на параметрите за методата подетажно зарушување, со експериментални испитувања на модели од техничко економски аспект, за рудни тела со благ пад и поголема моќност, со посебен осврт на оловно цинковото лежиште "Свиња река"*, Докторска дисертација (непубликувана), Рударско-геолошки факултет, Штип, 1986;
27. Јанковић С., Миловановић Д.: *Економска геологија и основи економике минералних сировина*, Рударско-геолошки факултет, Београд, 1985;
28. Jack de la Vergne: *Hard rock miner's handbook*, Edition 3, McIntosh Engineering, North Bay, Ontario, Canada and Tempe, Arizona, USA, 2003;
29. Јокић Н.: *Optimalni stepen iskorišćenja rudnih rezervi u uslovima tržišnog privredjivanja*, Zbornik radova: *Podzemni eksploracija i aspekti unapređivanja i racionalizacije tehnoloških procesa u funkciji daljeg razvoja*, Rudarski institut, Beograd, 1992;
30. Јовановић Р.: *Izrada jamskih prostorija*, Knjiga I, Универзитет у Београду, Рударско-геолошки факултет, Београд, 1990;
31. Јовановић Р.: *Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija*, Knjiga 1, Универзитет у Београду, Рударско-геолошки факултет, Београд, 1994;
32. Јовановић Р.: *Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija*, Knjiga 2, Универзитет у Београду, Рударско-геолошки факултет, Београд, 1994;
33. Kent B.: *Estimation of Open Cut Mining Recovery and Mining Dilution*, Kent Bannister Pty Ltd (KBPL);
34. Крстев Б.: *Минерално инженерство*, Универзитет "Св. Кирил и Методиј" – Скопје, Рударско – Геолошки факултет - Штип, Штип, 2002;
35. Лазаров П.: *Менаџмент во рударството*, Рударско – геолошки факултет, Штип, 2002;
36. Мијалковски С., Десподов З., Мираковски С., Хаџи-Николова М.: *Избор на начинот за отворање на рудни наоѓалишта за подземна експлоатација*, Шесто стручно советување "Технологија на подземна и површинска експлоатација на минерални сировини", ЗРГИМ, Радовиш, 2014;
37. Мијалковски С.: *Избор на откопен метод за подземно откопување на рудно наоѓалиште*, Македонско рударство и геологија, број 9, СРГИМ, Скопје, 2008;
38. Мијалковски С., Десподов З., Мираковски Д., Хаџи-Николова М., Донева Н.: *Методологија за изработка на економска оценка за утврдување на оправданоста за експлоатација на рудно наоѓалиште*, Година VIII, Број 8 "Природни ресурси и технологии", Универзитет "Гоце Делчев", Факултет за природни и технички науки, Штип, 2014;
39. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski S., Hadzi-Nikolova M., Doneva N., Gocevski B.: *Mining method selection for deeper parts of "Svinja reka" ore*

- deposit – “SASA” mine, 5th Jubilee Balkan Mining Congress, Ohrid, 18-21 September 2013;*
40. Mijalkovski S., Despodov Z., Gorgievski C., Bogdanovski G., Mirakovski G., Hadzi-Nikolova M., Doneva N.: *Modern geodesy approach in underground mining*, Volume VII, No 7 “Natural resources and technology”, University “Goce Delcev”, Faculty of natural and technical sciences, Stip, 2013;
41. Мијалковски С.: *Најважни показатели кои имаат влијание врз искористувањето (загубите) и осиромашувањето на рудата кај методата со подетажно зарушување*, Македонско рударство и геологија, број 23, ЗРГИМ, Скопје, 2013;
42. Мијалковски С.: Отворање и разработка на рудни наоѓалишта за подземна експлоатација (интерна скрипта), Факултет за природни и технички науки, Штип, 2014;
43. Мијалковски С.: *Придонес во утврдувањето на методологија за избор на метода за откопување во рудниците за подземна експлоатација на металични минерални сировини*, Магистерски труд (непубликуван), Факултет за природни и технички науки, Штип, 2009;
44. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Hadzi-Nikolova M., Doneva N.: *Primena kompjuterskog programa GIS u svrhu čuvanja i obrada informacije o podzemnim rudarskim objektima*, III Simpozijum sa međunarodnim učešćem “RUDARSTVO 2012”, Zlatibor, 2012;
45. Мијалковски С., Десподов З., Гоцевски В.: *Примена на информатичката технологија при проектирање на подетажните методи со зарушување*, Второ стручно советување “Технологија на подземна експлоатација на минерални сировини”, СРГИМ, Македонска Каменица, 2008;
46. Мијалковски С.: *Програмирање и моделирање во рударството*, Семинарска работа (непубликувана), Факултет за рударство, геологија и политехника, Штип, 2008;
47. Мијалковски С.: *Рударски методи*, Семинарска работа (непубликувана), Факултет за рударство, геологија и политехника, Штип, 2008;
48. Мијалковски С.: *Современо проектирање на подземен рудник*, Семинарска работа (непубликувана), Факултет за рударство, геологија и политехника, Штип, 2009;
49. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski S., Hadzi-Nikolova M., Doneva N., Gocevski B.: *Upotreba samohodne elektro-hidraulične bušilice u procesu proizvodnje rudnika olova i cinka „SASA“*, IV Simpozijum sa međunarodnim učešćem “RUDARSTVO 2013”, Veliko Gradište – Srebrno Jezero, 2013;
50. Милановић П., Торбица С.: *Класификације стенског масива и њихова примена*, Рударско-геолошки факултет, Београд, 1997;
51. Milic V., Svrkota I., Petrovic D.: Determination of polymetalic ore value, Economics Management Information Technology, Technical Faculty in Bor, Volume 1, Number 3, 2012;
52. Miličević Ž.: *Metode otkopavanja*, Zavod za udžbenike i nastavna sredstva, Beograd, 1998;
53. Milicevic Z.: *Metode podetažnog i blokovskog zarušavanja*, Tehnički fakultet u Boru, Bor, 2008;

54. Milićević Ž.: Projektovanje rudnika sa podzemnom eksploatacijom, Tehnički fakultet u Boru, Bor, 2007;
55. Mirakovski D., Hadzi-Nikolova M., Panov Z., Despodov Z., Mijalkovski S.: *Miner's exposure to Carbon Monoxide and Nitrogen Dioxide in underground metallic mines in Macedonia*, Conference for Occupational Safety and Hygiene – SHO2013, Portugal, Guimaraes, 14-15 February 2013;
56. Николовски М.: *Подготовка на минерални сировини*, учебник за учениците од рударска и металуршка струка, Просветно дело, Скопје, 1987;
57. Николовски М.: *Подготовка на минерални сировини*, Универзитет “Св. Кирил и Методиј” – Скопје, Рударско – Геолошки факултет - Штип, Скопје, 1995;
58. Панин И. М., Ковалев И. А.: *Задачник по подземнои разработке рудних месторождении*, Москва, 1984;
59. Панов З.: *Механика на карпи*, Универзитет “Гоце Делчев”-Штип, Факултет за рударство, геологија и политехника, Штип, 2007;
60. Панов З.: *Повеќекритериумски математичко-моделски пристапи при планирање и проектирање на површинските копови*, Докторска дисертација (непубликувана), Рударско-геолошки факултет, Штип, 2001;
61. Peskens T. W.: *Underground mining method selection and preliminary techno – economic mine design for the Wombat orebody, Kylylahti deposit, Finland*, Section for Resource Engineering, Department of Geoscience and Engineering, Delft University of Technology, Netherlands, 2013;
62. Петровски Ф., Гоцевски Б., Досев Т., Мијалковски С.: *Откопување на оруднувањето од хор. XV до хор. XVI со примена на подетажна метода за откопување со рушење на кровината одозгора надолу*, Зборник на трудови од Прво стручно советување “Технологија на подземна експлоатација на минерални сировини”, СРГИМ, Пробиштип, 2007;
63. Player J., Perera V.: *A Back Analysis od Dilution and Recovery in Longitudinal Sublevel Caving*, WA School of Mines, Australia, BHP Billiton Nickel West, Australia;
64. Rajković D.: *Ekonomска оценка проеката*, Rudarsko – Geološko – Naftni Fakultet, Sveučilište u Zagrebu, Zagreb, 2011;
65. Slavković G., Bugarin M.: *Ekonomski novčani tok i odluka o investiranju u rударству*, Časopis Inovacije i razvoj, Broj 1, Institut za rударство i metalurgiju, Bor, 2011;
66. Soyer N.: *An approach on dilution and ore recovery / loss calculations in mineral reserve estimations at the “Cayeli” mine, Turkey*, School of natural and applied sciences of middle east technical University, Decembar, 2006;
67. Stević M.: *Mehanika tla i stijena*, Rudarsko-geološki fakultet, Tuzla, 1991;
68. Stewart R.: *An introduction to underground mining, On the rocks*, Dundee capital markets, Canada, 2012;
69. Серафимовски Т.: Рудни наоѓалишта, Рударско – геолошки факултет, Штип, 2000;
70. Taylor's Law (Taylor, H. K. Rates of Working of Mines): *A Simple Rule of Tumb*, IMM Transaction, Oct, 1986;

71. Terzaghi K.: *Teorijska mehanika tla*, (Preveo: Stefančić Miroslav) Naučna knjiga, Beograd, 1972;
72. Техничко – економска анализа за избор на оптимална технологија за подземно откопување на рудното наоѓалиште “Свиња река” помеѓу хоризонтите XIVb и 830, Факултет за природни и технички науки, Штип, 2010;
73. Tokalić R.: *Modeliranje kriterijuma za izbor racionalne tehnologije izrade podzemnih prostorija*, Doktorska disertacija (nepublikovana), Rudarsko-geološki fakultet, Beograd, 2008;
74. Торбица С., Петровиќ Н.: *Методе и технологија подземне експлоатације неслојевитих лежишта* (приручник у настави), Рударско-геолошки факултет, Београд, 1997;
75. Howard L. Hartman: *SME Mining Engineering Handbook*, 2nd Edition, Volume 2, Society for Mining, Metallurgy and Exploration;
76. Цавировски В.: *Студија за оценка на стабилноста на отворените откопи во ревирот “Свиња река”-запад во интервалот XVI-XV РОЦ “Саса” АД*, РИ-ПИЕРМ, Рударски институт и др. ДОО-Скопје, Скопје, 1996;
77. www.pincock.com. Pincock, Allen and Holt, Delivering smarter solutions, Pincock Perspectives: *Dilution and Ore Recovery*, Colorado, 2004.

ПРИЛОЗИ

ПРИЛОГ 1:

**Динамички план за разработка на наоѓалиштето “Свиња река” на
интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830**

ПРИЛОГ 2:

**Динамички план за производство на наоѓалиштето “Свиња река” на
интервалот помеѓу хоризонтите XIVb и 830**

ПРИЛОГ 3:

Флотациско искористување на рудата произведена од рудникот “САСА”

Табела 3.1. Флотациско искористување на рудата во 2010 година

Table 3.1. Flotation ore recovery in 2010

Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn													
Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	8,43	8,43	8,43	8,43	8,13	8,16	8,45	8,16	8,32	8,18	8,11	8,03	8,27
Факт	9,09	8,16	8,04	7,39	7,30	8,68	7,82	7,55	7,89	7,83	7,45	7,20	7,87
Квалитет на концентрати													
Олово во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00
Факт	76,52	76,05	76,29	75,89	74,96	74,64	74,81	74,11	74,43	74,66	74,60	74,40	75,11
Цинк во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00
Факт	2,94	3,03	2,95	2,85	2,99	2,89	2,65	2,60	2,68	2,86	2,71	2,63	2,82
Цинк во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30
Факт	50,45	50,76	50,27	50,17	50,00	50,71	50,49	50,55	50,26	50,45	50,04	50,14	50,36
Олово во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Факт	1,45	1,37	1,23	1,12	1,19	1,01	1,05	1,00	1,06	1,08	0,93	0,95	1,12
Товарно искористување													
Товарно искористување на олово (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50
Факт	91,60	95,40	95,10	94,40	91,80	92,50	91,70	95,40	96,20	97,60	95,00	96,70	94,45
Товарно искористување на цинк (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00
Факт	82,30	91,30	86,50	85,90	82,40	85,60	82,10	87,30	87,60	88,50	85,90	87,50	86,08
Извештај за влез во флотација по месеци													
Влез (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
Олово (Pb)	4,68	4,14	4,09	3,72	3,83	4,45	4,05	3,90	4,11	4,01	3,92	3,75	4,06
Цинк (Zn)	4,41	4,02	3,95	3,67	3,47	4,23	3,77	3,65	3,78	3,82	3,53	3,45	3,81

Табела 3.2. Флотациско искористување на рудата во 2011 година
Table 3.2. Flotation ore recovery in 2011

Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn													
Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	6,89	7,08	7,15	7,27	7,23	7,39	7,29	7,36	7,44	7,43	7,33	7,35	7,27
Факт	7,17	7,06	6,95	7,19	7,30	7,47	7,31	7,43	7,12	7,38	7,37	7,36	7,26
Квалитет на концентрати													
Олово во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00
Факт	73,99	74,00	73,94	74,22	74,43	75,05	74,50	74,17	74,54	74,29	74,33	74,14	74,30
Цинк во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00
Факт	2,60	2,64	2,67	2,96	2,75	2,69	2,68	2,51	2,38	2,38	2,76	2,85	2,66
Цинк во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30
Факт	50,16	50,19	49,95	50,29	50,90	51,27	50,71	50,45	50,77	50,56	50,60	50,78	50,55
Олово во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Факт	1,08	1,04	0,99	1,22	1,08	0,98	0,90	0,88	1,08	0,96	1,06	1,33	1,05
Товарно искористување													
Товарно искористување на олово (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50	93,50
Факт	95,10	94,10	95,70	96,50	96,80	96,80	94,50	95,00	94,00	94,00	94,00	94,20	95,06
Товарно искористување на цинк (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00	85,00
Факт	86,50	85,80	86,50	87,80	88,30	87,90	87,60	86,60	85,30	85,20	85,50	86,00	86,58
Извештај за влез во флотација по месеци													
Влез (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
Олово (Pb)	3,80	3,74	3,70	3,80	3,86	3,91	3,80	3,85	3,81	3,99	3,91	3,77	3,83
Цинк (Zn)	3,37	3,32	3,25	3,39	3,44	3,56	3,51	3,58	3,31	3,39	3,46	3,59	3,43

Табела 3.3. Флотациско искористување на рудата во 2012 година
Table 3.3. Flotation ore recovery in 2012

Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn													
Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	6,98	7,15	7,16	7,04	7,09	7,15	7,24	7,47	7,52	7,51	7,59	7,49	7,28
Факт	7,35	6,98	7,15	7,09	7,10	7,08	6,80	7,28	7,73	7,55	7,79	7,53	7,29
Квалитет на концентрати													
Олово во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00
Факт	73,55	73,63	74,34	74,09	73,93	73,97	73,26	73,60	73,50	73,48	73,42	73,05	73,65
Цинк во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00
Факт	2,76	2,83	2,76	2,28	2,34	2,48	2,05	2,17	2,31	2,25	2,30	2,72	2,44
Цинк во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30
Факт	50,54	50,68	50,55	50,65	50,89	50,8	49,87	50,38	50,69	50,66	50,10	50,24	50,50
Олово во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Факт	1,41	1,35	1,28	1,11	0,93	0,91	1,08	1,04	0,71	0,9	1,00	1,27	1,08
Товарно искористување													
Товарно искористување на олово (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00
Факт	94,20	94,10	94,50	94,40	94,10	94,30	94,30	94,30	94,20	94,90	95,60	94,10	94,42
Товарно искористување на цинк (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50
Факт	86,00	85,60	85,70	86,30	85,80	85,80	85,80	85,80	88,90	86,30	86,60	85,60	86,18
Извештај за влез во флотација по месеци													
Влез (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
Олово (Pb)	3,86	3,68	3,63	3,95	3,73	3,62	3,64	4,04	4,24	4,27	4,39	4,15	3,93
Цинк (Zn)	3,49	3,30	3,52	3,14	3,37	3,46	3,16	3,24	3,49	3,28	3,40	3,38	3,35

Табела 3.4. Флотациско искористување на рудата во 2013 година

Table 3.4. Flotation ore recovery in 2013

Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn													
Вкупна содржина на метал во рудата Pb + Zn (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	7,47	7,47	7,47	7,47	7,47	7,47	7,56	7,56	7,56	7,56	7,50	7,52	7,51
Факт	7,37	7,36	7,81	7,61	7,48	7,52	7,55	7,63	7,57	7,92	7,57	7,59	7,58
Квалитет на концентрати													
Олово во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00	73,00
Факт	73,06	73,75	73,61	73,27	74,07	73,42	73,70	73,47	73,58	73,67	73,55	73,57	73,56
Цинк во оловен концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00
Факт	2,88	3,13	2,77	2,49	2,34	2,35	2,25	2,42	2,36	2,66	2,56	2,58	2,57
Цинк во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30	49,30
Факт	50,00	50,40	50,15	50,63	50,46	50,9	50,24	50,00	49,64	49,64	50,20	50,22	50,21
Олово во цинков концентрат (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Факт	1,38	1,38	0,98	0,79	1,02	0,83	0,97	1,11	0,88	0,91	1,02	1,04	1,03
Товарно искористување													
Товарно искористување на олово (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00	94,00
Факт	94,10	94,10	94,00	94,10	94,30	94,50	94,50	94,90	94,10	94,30	94,28	94,30	94,29
Товарно искористување на цинк (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
План	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50	85,50
Факт	85,60	85,60	85,60	86,70	85,60	85,70	85,70	91,00	85,60	86,60	86,36	86,38	86,37
Извештај за влез во флотација по месеци													
Влез (%)	Јануари	Февруари	Март	Април	Мај	Јуни	Јули	Август	Септември	Октомври	Ноември	Декември	Годишен просек
Олово (Pb)	3,87	3,83	4,09	4,07	4,12	4,02	4,05	4,22	4,34	4,40	4,00	4,20	4,10
Цинк (Zn)	3,50	3,53	3,71	3,54	3,36	3,50	3,50	3,41	3,23	3,52	3,47	3,49	3,48

Табела 3.5. Флотациско искористување на металите при $ir=69\%$ и $Or=10\%$
Table 3.5. Flotation recovery on metals for $ir=69\%$ and $Or=10\%$

Хоризонт	Руден блок	m(Pb)	m(Zn)	m1(Pb)	m1(Zn)	If(Pb)	If(Zn)
Хоризонт XIVb-990	Блок 1	5,28	4,99	4,75	4,49	93,61	85,77
	Блок 2	5,28	4,99	4,75	4,49	93,61	85,77
	Вкупно	5,28	4,99	4,75	4,49	93,61	85,77
Хоризонт 990-910	Блок 1	5,01	4,13	4,51	3,72	93,91	86,11
	Блок 2	5,01	4,13	4,51	3,72	93,91	86,11
	Вкупно	5,01	4,13	4,51	3,72	93,91	86,11
Хоризонт 910-830	Блок 1	4,83	3,71	4,35	3,34	94,11	86,27
	Блок 2	4,83	3,71	4,35	3,34	94,11	86,27
	Вкупно	4,83	3,71	4,35	3,34	94,11	86,27
XIVb - 830	Блок 1	5,04	4,28	4,54	3,85	93,88	86,05
	Блок 2	5,04	4,28	4,54	3,85	93,88	86,05
	Вкупно	5,04	4,28	4,54	3,85	93,88	86,05

Табела 3.6. Флотациско искористување на металите при $ir=75\%$ и $Or=15\%$
Table 3.6. Flotation recovery on metals for $ir=75\%$ and $Or=15\%$

Хоризонт	Руден блок	m(Pb)	m(Zn)	m1(Pb)	m1(Zn)	If(Pb)	If(Zn)
Хоризонт XIVb-990	Блок 1	5,28	4,99	4,49	4,24	93,94	85,88
	Блок 2	5,28	4,99	4,49	4,24	93,94	85,88
	Вкупно	5,28	4,99	4,49	4,24	93,94	85,88
Хоризонт 990-910	Блок 1	5,01	4,13	4,26	3,51	94,22	86,19
	Блок 2	5,01	4,13	4,26	3,51	94,22	86,19
	Вкупно	5,01	4,13	4,26	3,51	94,22	86,19
Хоризонт 910-830	Блок 1	4,83	3,71	4,11	3,15	94,40	86,35
	Блок 2	4,83	3,71	4,11	3,15	94,40	86,35
	Вкупно	4,83	3,71	4,11	3,15	94,40	86,35
XIVb - 830	Блок 1	5,04	4,28	4,28	3,64	94,18	86,14
	Блок 2	5,04	4,28	4,28	3,64	94,18	86,14
	Вкупно	5,04	4,28	4,28	3,64	94,18	86,14

Табела 3.7. Флотациско искористување на металите при ir=80% и Or=20%
Table 3.7. Flotation recovery on metals for ir=80% and Or=20%

Хоризонт	Руден блок	m(Pb)	m(Zn)	m1(Pb)	m1(Zn)	If(Pb)	If(Zn)
Хоризонт XIVb-990	Блок 1	5,28	4,99	4,22	3,99	94,26	85,99
	Блок 2	5,28	4,99	4,22	3,99	94,26	85,99
	Вкупно	5,28	4,99	4,22	3,99	94,26	85,99
Хоризонт 990-910	Блок 1	5,01	4,13	4,01	3,30	94,52	86,28
	Блок 2	5,01	4,13	4,01	3,30	94,52	86,28
	Вкупно	5,01	4,13	4,01	3,30	94,52	86,28
Хоризонт 910-830	Блок 1	4,83	3,71	3,86	2,97	94,70	86,43
	Блок 2	4,83	3,71	3,86	2,97	94,70	86,43
	Вкупно	4,83	3,71	3,86	2,97	94,70	86,43
XIVb - 830	Блок 1	5,04	4,28	4,03	3,42	94,49	86,23
	Блок 2	5,04	4,28	4,03	3,42	94,49	86,23
	Вкупно	5,04	4,28	4,03	3,42	94,49	86,23

Табела 3.8. Флотациско искористување на металите при ir=83% и Or=25%
Table 3.8. Flotation recovery on metals for ir=83% and Or=25%

Хоризонт	Руден блок	m(Pb)	m(Zn)	m1(Pb)	m1(Zn)	If(Pb)	If(Zn)
Хоризонт XIVb-990	Блок 1	5,28	4,99	3,96	3,74	94,58	86,09
	Блок 2	5,28	4,99	3,96	3,74	94,58	86,09
	Вкупно	5,28	4,99	3,96	3,74	94,58	86,09
Хоризонт 990-910	Блок 1	5,01	4,13	3,76	3,10	94,83	86,37
	Блок 2	5,01	4,13	3,76	3,10	94,83	86,37
	Вкупно	5,01	4,13	3,76	3,10	94,83	86,37
Хоризонт 910-830	Блок 1	4,83	3,71	3,62	2,78	95,00	86,51
	Блок 2	4,83	3,71	3,62	2,78	95,00	86,51
	Вкупно	4,83	3,71	3,62	2,78	95,00	86,51
XIVb - 830	Блок 1	5,04	4,28	3,78	3,21	94,80	86,33
	Блок 2	5,04	4,28	3,78	3,21	94,80	86,33
	Вкупно	5,04	4,28	3,78	3,21	94,80	86,33

Табела 3.9. Флотациско искористување на металите при ir=86% и Or=30%
Table 3.9. Flotation recovery on metals for ir=86% and Or=30%

Хоризонт	Руден блок	m(Pb)	m(Zn)	m1(Pb)	m1(Zn)	If(Pb)	If(Zn)
Хоризонт XIVb-990	Блок 1	5,28	4,99	3,70	3,49	94,91	86,20
	Блок 2	5,28	4,99	3,70	3,49	94,91	86,20
	Вкупно	5,28	4,99	3,70	3,49	94,91	86,20
Хоризонт 990-910	Блок 1	5,01	4,13	3,51	2,89	95,14	86,46
	Блок 2	5,01	4,13	3,51	2,89	95,14	86,46
	Вкупно	5,01	4,13	3,51	2,89	95,14	86,46
Хоризонт 910-830	Блок 1	4,83	3,71	3,38	2,60	95,30	86,59
	Блок 2	4,83	3,71	3,38	2,60	95,30	86,59
	Вкупно	4,83	3,71	3,38	2,60	95,30	86,59
XIVb - 830	Блок 1	5,04	4,28	3,53	2,99	95,12	86,42
	Блок 2	5,04	4,28	3,53	2,99	95,12	86,42
	Вкупно	5,04	4,28	3,53	2,99	95,12	86,42

ПРИЛОГ 4:
Извештаи за готовинските текови

Табела 4.1. Извештај за готовински тек при $ir=69\%$ и $Or=10\%$

Table 4.1. Report of cash flow for $ir=69\%$, $Or=10\%$

Година	Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.	Нето годишен прилив, \$/год.	Дисконтен фактор 11%	Сегашна вредност при дисконтен фактор од 11%		Нето годишен прилив, \$/год.	Кумулативен прилив, \$/год.
					Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.		
0	5000000	0	-5000000	1,00	5000000	0	-5000000	-5000000
1	21368575	578058	-20790517	0,90	19250969	520773	-18730196	-23730196
2	14845666	21677177	6831511	0,81	12049076	17593683	5544607	-18185588
3	13465795	43354352	29888557	0,73	9846073	31700329	21854256	3668667
4	24992072	86708706	61716634	0,66	16463052	57117710	40654658	44323325
5	28324590	108385882	80061292	0,59	16809265	64321746	47512480	91835806
6	27925837	103408564	75482727	0,53	14930293	55286441	40356148	132191954
7	27151482	103408564	76257082	0,48	13077739	49807605	36729865	168921819
8	27936553	98411977	70475424	0,43	12122411	42703564	30581154	199502973
9	27779045	98411977	70632932	0,39	10859517	38471680	27612163	227115136
10	24671518	95668139	70996621	0,35	8688926	33692834	25003908	252119044
11	26816806	95668139	68851333	0,32	8508525	30353904	21845379	273964423
12	26786734	92918516	66131782	0,29	7656742	26559905	18903163	292867586
13	25670924	86723948	61053024	0,26	6610629	22332653	15722024	308589610
14	3814010	6008361	2194351	0,23	884831	1393909	509078	309098688
Σ	326549607	1041332360	714782753		162758047	471856735	309098688	

Нето сегашна вредност:	NPV	=	309.098.688	\$
Интерна стапка на враќање:	IRR	=	76	%

Табела 4.2. Извештај за готовински тек при $ir=75\%$ и $Or=15\%$

Table 4.2. Report of cash flow for $ir=75\%$, $Or=15\%$

Година	Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.	Нето годишен прилив, \$/год.	Дисконтен фактор 11%	Сегашна вредност при дисконтен фактор од 11%		Нето годишен прилив, \$/год.	Кумулативен прилив, \$/год.
					Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	5000000	0	-5000000	1,00	5000000	0	-5000000	-5000000
1	21317612	559773	-20757839	0,90	19205056	504300	-18700756	-23700756
2	14794703	20991484	6196781	0,81	12007713	17037159	5029446	-18671310
3	13414832	41982966	28568134	0,73	9808809	30697583	20888774	2217464
4	24941109	83965934	59024825	0,66	16429481	55310961	38881480	41098944
5	28273627	104957417	76683790	0,59	16779021	62287119	45508097	86607041
6	27832168	100134049	72301881	0,53	14880214	53535752	38655538	125262579
7	27048041	100134049	73086008	0,48	13027916	48230407	35202491	160465070
8	27893704	95292575	67398871	0,43	12103817	41349973	29246156	189711226
9	27736196	95292575	67556379	0,39	10842766	37252228	26409462	216120688
10	24628669	92633658	68004989	0,35	8673835	32624137	23950302	240070989
11	26773957	92633658	65859701	0,32	8494930	29391114	20896184	260967174
12	26743885	89969305	63225420	0,29	7644494	25716900	18072406	279039580
13	26769425	89969305	63199880	0,26	6893509	23168379	16274870	295314450
14	18165217	78307967	60142750	0,23	4214236	18167043	13952807	309267256
Σ	341333146	1086824715	745491569		166005798	475273055	309267256	

Нето сегашна вредност:	NPV	=	309.267.256	\$
Интерна стапка на враќање:	IRR	=	73	%

Табела 4.3. Извештај за готовински тек при ir=80% и Or=20%

Table 4.3. Report of cash flow for ir=80%, Or=20%

Година	Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.	Нето годишен прилив, \$/год.	Дисконтен фактор 11%	Сегашна вредност при дисконтен фактор од 11%		Нето годишен прилив, \$/год.	Кумулативен прилив, \$/год.
					Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.		
0	5000000	0	-5000000	1,00	5000000	0	-5000000	-5000000
1	21266649	541389	-20725260	0,90	19159143	487738	-18671405	-23671405
2	14743740	20302090	5558350	0,81	11966351	16477632	4511281	-19160124
3	13363869	40604179	27240310	0,73	9771546	29689426	19917880	757756
4	24890146	81208358	56318212	0,66	16395910	53494461	37098550	37856306
5	28222664	101510448	73287784	0,59	16748777	60241510	43492733	81349039
6	27726747	96842294	69115547	0,53	14823851	51775845	36951994	118301033
7	26989379	96842294	69852915	0,48	12999662	46644905	33645244	151946277
8	27815251	96842294	69027043	0,43	12069775	42022437	29952663	181898940
9	27693347	92157133	64463786	0,39	10826015	36026506	25200491	207099430
10	24585820	89583827	64998007	0,35	8658744	31550033	22891289	229990719
11	26731109	89583827	62852718	0,32	8481335	28423454	19942119	249932838
12	26701037	89583827	62882790	0,29	7632246	25606715	17974469	267907307
13	26726577	87005414	60278837	0,26	6882474	22405134	15522660	283429967
14	20941286	87005414	66064128	0,23	4858270	20184806	15326536	298756503
15	12969639	65911938	52942299	0,21	2710711	13775882	11065171	309821673
Σ	356367261	1135524726	779157465		168984811	478806484	309821673	

Нето сегашна вредност:	NPV	=	309.821.673	\$
Интерна стапка на враќање:	IRR	=	71	%

Табела 4.4. Извештај на готовински тек при ir=83% и Or=25%

Table 4.4. Report of cash flow for ir=83%, Or=25%

Година	Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.	Нето годишен прилив, \$/год.	Дисконтен фактор 11%	Сегашна вредност при дисконтен фактор од 11%		Нето годишен прилив, \$/год.	Кумулативен прилив, \$/год.
					Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.		
0	5000000	0	-5000000	1,00	5000000	0	-5000000	-5000000
1	21215686	522906	-20692780	0,90	19113231	471086	-18642144	-23642144
2	14692777	19608978	4916201	0,81	11924988	15915086	3990099	-19652046
3	13312906	39217955	25905049	0,73	9734282	28675831	18941549	-710497
4	24839183	78435911	53596728	0,66	16362339	51668164	35305825	34595328
5	28171701	98044889	69873188	0,59	16718533	58184870	41466336	76061664
6	27637387	93533219	65895832	0,53	14776075	50006678	35230603	111292267
7	26988481	93533219	66544738	0,48	12999229	45051062	32051833	143344100
8	27677401	93533219	65855818	0,43	12009958	40586542	28576584	171920684
9	27650498	89005578	61355080	0,39	10809265	34794485	23985220	195905905
10	24542971	86518577	61975606	0,35	8643654	30470500	21826846	217732751
11	26688260	86518577	59830317	0,32	8467740	27450901	18983161	236715912
12	26658188	86518577	59860389	0,29	7619998	24730541	17110543	253826455
13	26683728	84026779	57343051	0,26	6871440	21638093	14766653	268593108
14	20652057	84026779	63374722	0,23	4791170	19493778	14702607	283295716
15	16825163	78424994	61599831	0,21	3516532	16391165	12874633	296170348
16	10761789	52819234	42057445	0,19	2026361	9945450	7919089	304089437
Σ	369998176	1164289391	794291215		171384795	475474233	304089437	

Нето сегашна вредност:	NPV	=	304.089.437	\$
Интерна стапка на враќање:	IRR	=	69	%

Табела 4.5. Извештај за готовински тек при $ir=86\%$ и $Or=30\%$

Table 4.5. Report of cash flow for $ir=86\%$, $Or=30\%$

Година	Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.	Нето годишен прилив, \$/год.	Дисконтен фактор 11%	Сегашна вредност при дисконтен фактор од 11%		Нето годишен прилив, \$/год.	Кумулативен прилив, \$/год.
					Трошоци, \$/год.	Приходи, \$/год.		
0	5000000	0	-5000000	1,00	5000000	0	-5000000	-5000000
1	21164723	504324	-20660399	0,90	19067318	454346	-18612972	-23612972
2	14641814	18912131	4270317	0,81	11883625	15349510	3465885	-20147087
3	13261943	37824261	24562318	0,73	9697018	27656774	17959755	-2187332
4	24788220	75648523	50860303	0,66	16328769	49832025	33503257	31315925
5	28120738	94560655	66439917	0,59	16688289	56117146	39428857	70744782
6	27586424	90206746	62620322	0,53	14748829	48228210	33479382	104224163
7	26919755	90206746	63286991	0,48	12966126	43448838	30482712	134706875
8	27548961	90206746	62657785	0,43	11954224	39143097	27188873	161895748
9	27607650	85837840	58230190	0,39	10792514	33556138	22763624	184659372
10	24500123	83437841	58937718	0,35	8628563	29385513	20756950	205416322
11	26645411	83437841	56792430	0,32	8454144	26473435	18019290	223435612
12	26615339	83437841	56822502	0,29	7607750	23849941	16242191	239677803
13	26640879	83437841	56796962	0,26	6860406	21486434	14626027	254303830
14	20598496	81033337	60434841	0,23	4778745	18799315	14020570	268324400
15	18577107	81033337	62456230	0,21	3882696	16936320	13053624	281378024
16	17120250	81033337	63913087	0,19	3223610	15257946	12034336	293412360
17	8238584	38994742	30756158	0,17	1397533	6614780	5217248	298629607
Σ	385576417	1199754089	814177672		173960159	472589766	298629607	

Нето сегашна вредност:	NPV	=	298.629.607	\$
Интерна стапка на враќање:	IRR	=	66	%