УНИВЕРЗИТЕТ „ГОЦЕ ДЕЛЧЕВ“ – ШТИП

ФАКУЛТЕТ ЗА ПРИРОДНИ И ТЕХНИЧКИ НАУКИ

РУДАРСТВО

ДЕФИНИРАЊЕ НА ОПТИМАЛНИ ТЕХНИЧКИ ПАРАМЕТРИ НА ТЕХНОЛОШКИТЕ СИСТЕМИ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ ВО КОСОВСКИОТ ЈАГЛЕНОВ БАСЕН

(Definition of optimal technical parameters of technological system for lignite exploitation of the Kosovo coal basin)

Докторска дисертација

Кандидат:
М-р Аљберт Хисени
Бр. на индекс: 31318

Ментор:
Проф. д-р Зоран Панов

Штип, Септември 2026

Членови на Комисија за оценка:

Ментор: Проф. д-р Зоран Панов
Факултет за природни и технички науки, Универзитет „Гоце Делчев“ Штип

Член:
Факултет за природни и технички науки, Универзитет „Гоце Делчев“ – Штип

Член:
Факултет за природни и технички науки, Универзитет „Гоце Делчев“ – Штип

Член:
Факултет за природни и технички науки, Универзитет „Гоце Делчев“ – Штип

Интерен ментор: Проф. д-р Зоран Панов
Факултет за природни и технички науки, Универзитет „Гоце Делчев“ – Штип

Екстерен ментор: Проф. д-р Идавер Хусеини
Факултет за природни науки – Универзитет во Тетово – Тетово

Членови на Комисија за оценка и одбрана:
Претседател:

Член:

Член:

Научна тема: Површинска експлоатација
Научна област: Површинска експлоатација

Датум на одбрана: _____
Датум на промоција: _____

ПРЕДГОВОР

Целта на оваа докторска дисертација е да придонесе и помогне во унапредувањето на површинската експлоатација на лигнит, преку прикажување на мојот придонес во областа на површинското експлоатација.

До ова достигнување не ќе беше можно без поддршката и придонесот на многу луѓе кои несебично беа покрај мене и затоа изразувам искрена благодарност до сите што помогнаа во мојот професионален и академски развој. Пред сè, упатувам искрена благодарност до Бога за даруваното знаење, здравје и сила што ми овозможија да го достигнам овој момент.

Со искрена благодарност се обрнувам кон моите почесни професори, проф. д-р Рушит Халъити и коментор проф. д-р Идавер Хусеини, кои несебично ми ги отворија вратите кон докторските студии и ми дадоа цврста поддршка на секој чекор од овој долг пат. Нивната посветеност, трпение и верба во моите способности беа од големо значење за мојот професионален и научен развој и благодарение на нив денес можам да го славам овој успех.

Од срце му изразувам најдлабока благодарност на мојот професор и ментор, проф. д-р Зоран Панов. Од првиот миг кога се запознавме, тој беше мојата непрекината поддршка и водилка низ целиот процес на докторските студии. Неговата неизмерна посветеност, разбирање и верба во мене ми даваа сила и инспирација кога ми беше најпотребно. За сето ова, ќе бидам вечно благодарен и таа благодарност ќе ја носам со себе низ целиот живот.

Со бескрајна љубов и благодарност се сеќавам на моето семејство, кое безрезервно ми беше најцврстата потпора во секој момент од мојот живот. Нивната неизмерна поддршка, разбирање и пожртвуваност ми овозможија да ги надминам сите предизвици и да го достигнам највисокото ниво во мојот професионален и научен пат. За сето она што ми го дадоа и што продолжуваат да ми го даваат, им посветувам длабока почит и вечна благодарност.

Користена литература (книги, документи)

1. Hyseni, A., Panov. Z., Haliti. R., & Hyseni, S. (2025). *Optimal Surface Exploitation Planning for the New Lignite Mine in Sibovc, Kosovo*. J. Int. Environmental Application and Science, Vol. 20 (2), 123-130. <https://dergipark.org.tr/en/download/article-file/4859046> пристапено на: 5.10.2025.
2. Hyseni, A., & Panov, Z. (2025). *Selection of Surface Exploitation Systems in the Kosovo Lignite Basin (Sibovc Field)*. International independent scientific journal, 74, 3-8. <https://zenodo.org/records/15829857> пристапено на: 6.10.2025.
3. Hyseni, A., & Panov, Z. (2025). *Lignite Extraction Planning in the Sibovc field, Kosovo*. International independent scientific journal. <https://doi.org/10.5281/zenodo.15853733> пристапено на: 8.10.2025.
4. Hyseni, A., Haliti. R., (2025). Enhancing the efficiency of lignite exploitation in the Kosovo mining field. *Proceedings 16th Conferences with Internacional participation*, Ljubljana, 27.
5. Hyseni, A., (2023). Optimization of the cutting and slice parameters of the Rotor excavator SRs 1300.26 / 5. *Conference on New Achievements in Science, Technology and Arts-ICNA-STA*. Prishtina, Kosovo.
6. Hyseni, A., (2022). Positive and Negative Impact of Blasting. *Internacional Conference on New Achievements in Science, Technology and Arts-ICNA-STA*. Peja, Kosovo.
7. Hyseni, A., (2022). Safety Measure During Manipulation with Explosive. *Conference on New Achievements in Science, Technology and Arts-ICNA-STA*. Peja, Kosovo.
8. Hyseni, A., & Muzaqi, E., (2021). Sulphur content at the coal deposit in Sibovc. *International Multidisciplinary Geosciences Conference IMGC2021,* Mitrovicë, Kosovo.
9. Hyseni, A., (2020). Optimizimi i parametrave te prerjes me ekskavator me rotor. *2nd International Multidisciplinary Geosciences Conference (IMMGC 2020)*. Mitrovice, Kosovo.
10. Durmishaj, B., Hyseni. S., & Hyseni, A., (2023). *Some important characteristic of polymetallic lead-zinc ore in Hajvalia mine, Kosovo.* Geologica Macedonica, Vol.37 No 1, 5 – 14. <https://doi.org/10.46763/GEOL23371005d> пристапено на: 3.11.2025.
11. Hyseni, A., Muzaqi. E., Durmishaj. B & Hyseni.S., (2022). *Metal losses at the Trepca concentrator during the enrichment process.* Mining of Mineral Deposits, Vol. 16, 132-137. <https://doi.org/10.33271/mining 16.04.132> пристапено на: 7.11.2025.

АПСТРАКТ

Република Косово задоволува 97 % од своите енергетски потреби преку постојните термоелектрани „Косово А“ и „Косово Б“, кои користат лигнит како примарен извор на гориво. Стратешките и развојните планови на Косовската енергетска корпорација предвидуваат отворање нови рударски полиња во Косовскиот лигнитски басен за да се обезбеди континуирано снабдување со лигнит за постојните и идните капацитети на термоелектраните. Ова бара зголемување на капацитетите за производство на лигнит и проширување на капацитетите за негова преработка и збогатување. Косово поседува значителни резерви на лигнит, со над 12,5 милијарди тони геолошки резерви. И покрај потенцијалното загадување на животната средина, лигнитот останува примарен извор на производство на електрична енергија во земјата, и од постојните и од планираните термоелектрани. Во рамките на Косовскиот јагленов басен, идентификувани се три потенцијални области за експлоатација: Поле Сибовц, Јужно Поле и Поле Д. Во овие области планиран е развој на три површински рудници за ископување на лигнит, со примена на најсовремени технологии во ископ, транспорт и складирање.

Оваа дисертација се фокусира на анализата на наоѓалиштето на лигнит во полето Сибовц, испитувајќи го системот за површинска експлоатација и оптимизација на производството на лигнит во согласност со геолошките, хидрогеолошките, геомеханичките, техничко-рударските и еколошките услови. Наоѓалиштата на лигнит во Косово главно се експлоатираат преку површински копови и соодветни рударски операции. Овие операции вклучуваат отстранување на откривката и ископување на лигнит. Во полето Сибовц, откривката се состои од глинени формации, кои се карактеризираат со низок отпор при ископ, што овозможува употреба на багери со една или повеќе корпи за директно ископување. Лигнитот се транспортира до постројката за збогатување, а откривката до местото на складирање, преку лентести транспортери или дампери.

Технологијата на површинско откопување вклучува процеси како што се ископ/товарање, транспорт, складирање и подготовка на суровините - јагленот. Во полето Сибовц, овие процеси се планирани да се спроведуваат со користење на различни рударски системи, како што се континуираниот БТО (КОНТИНУИРАН РУДАРСКИ СИСТЕМ) систем и дисконтинуираниот ЕК (ДИСКОНТИНУИРАН РУДАРСКИ СИСТЕМ). Целта на оваа дисертација е да се постигне проектираното производство преку оптимизација на трошоците за рударско работење и подобрување на технологиите за опрема за ископување, транспорт и складирање. Дополнително, се фокусира на идентификување на клучните фактори што влијаат врз извршувањето на рударските активности за ископување на лигнит. Процесот на оптимизација на површинската експлоатација, како дел од стратешкото планирање, е клучен за постигнување максимална економска ефикасност во производството на енергија.

Клучни зборови: *површинска експлоатација, оптимизација на рударски процеси, континуирани и дисконтинуирани рударски системи, оптимални технолошки параметри.*

Definition of optimal technical parameters of technological system for lignite exploitation of the Kosovo coal basin

ABSTRACT

The Republic of Kosovo fulfills 97% of its energy needs through the existing thermal power plants "Kosova A" and "Kosova B", which use lignite as a primary fuel source. The Strategic and Development Plans of the Kosovo Energy Corporation foresee the opening of new mining fields in the Kosovo Lignite Basin to ensure a continuous supply of lignite for the existing and future thermal power plant capacities. This requires an increase in lignite production capacities and an expansion of facilities for its processing and enrichment.Kosovo possesses significant lignite reserves, with over 12.5 billion tons of geological reserves. Despite the potential environmental pollution, lignite remains the primary source of electricity generation in the country, both from existing and planned thermal power plants.Within the Kosovo Coal Basin, three potential areas for exploitation have been identified: Sibovc Field, South Field, and Field D. In these areas, the development of three surface mines is planned for lignite extraction, applying the most advanced technologies in excavation, transportation, and stockpiling.

This dissertation focuses on the analysis of the lignite deposit in the Sibovc Field, examining the surface mining system and the optimization of lignite production in accordance with geological, hydrogeological, geomechanical, technical-mining, and environmental conditions.Lignite deposits in Kosovo are mainly exploited through surface mining operations. These operations involve the removal of overburden and the extraction of lignite. In the Sibovc Field, the overburden consists of clay formations, which are characterized by low resistance to excavation, allowing for the use of excavators with single or multiple buckets for direct excavation. Lignite is transported to the enrichment plant, and overburden to the stockpiling site, via belt conveyors or dump trucks.

The surface mining technology includes processes such as excavation/loading, transportation, stockpiling, and the preparation of raw mineral materials. In the Sibovc Field, these processes are planned to be carried out using different mining systems, such as the continuous BTO system and the discontinuous BK system.

The aim of this study is to achieve the projected production through the optimization of mining operation costs and the improvement of excavation, transportation, and stockpiling equipment technologies. Additionally, it focuses on identifying the key influencing factors in performing mining activities for lignite extraction. The optimization process of surface mining, as part of strategic planning, is crucial for achieving maximum economic efficiency in energy production.

Keywords: *surface mining, mining optimization, continuous and discontinuous mining systems, optimal technological parameters.*

СОДРЖИНА

1. ВОВЕД 9

1.1. ПРЕДМЕТ НА ИСТРАЖУВАЊЕ 9
1.2. ЦЕЛИ НА ИСТРАЖУВАЊЕТО 9
1.3. МЕТОДОЛОГИЈА НА РАБОТА (ОСНОВНА) 10

2. ПРЕГЛЕД НА ЛИТЕРАТУРАТА 13

2.1. ОПШТ ПРЕГЛЕД НА ЛИГНИТНИТЕ БАСЕНИ НА КОСОВО 13
2.2. ГЕОГРАФСКА ЛОКАЦИЈА И ГЕОМОРФОЛОГИЈА НА КОСОВСКИОТ ЈАГЛЕНОВ БАСЕН 14
2.3. ГЕОЛОШКА СТРУКТУРА НА КОСОВСКИОТ ЈАГЛЕНОВ БАСЕН 15
2.4. СИСТЕМИ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ ПРИМЕНЕТИ ВО КОСОВСКИОТ ЈАГЛЕНОВ БАСЕН 19
2.5. МОМЕНТАЛНА СОСТОЈБА НА АКТИВНОСТИТЕ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ ВО КОСОВСКИОТ БАСЕН 23
2.6. ИЗВОРОТ НА ЛИГНИТ ВО ПОВРШИНСКИОТ РУДНИК СИБОВЦ 26
2.7. ИЗВОРОТ НА ЛИГНИТ ВО ПОВРШИНСКИОТ РУДНИК СИБОВЦ 26
2.8. МИНЕРАЛОШКИ И ТЕХНОЛОШКИ СВОЈСТВА НА ОТКРИВКАТА ОД КАРПЕСТИ МАСИ 28
2.9. МЕТОДИ ЗА ПРЕСМЕТУВАЊЕ НА СТАБИЛНОСТА НА НАКЛОНОТ ВО ПОВРШИНСКОТО РУДАРСКО ПОЛЕ СИБОВЦ 45
2.9.1. Геомеханички параметри на јачината на смолкнување на почвата 47
2.9.2. Студентска распределба или „т“ распределба 52
2.9.3. Студиско истражување за анализа на стабилноста на косината во површинскиот рудник Сибовц 60

3. МЕТОДОЛОГИЈА 63

3.1. ОСНОВИ НА ПОВРШИНСКА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЈАГЛЕН 63
3.1.1. Избор на системи за површинска експлоатација на јаглен 64
3.1.2. Планирање и дизајн на површински рудници 68
3.1.3. Предности и недостатоци на површинското рударство 71
3.2. ТЕХНИЧКО-ТЕХНОЛОШКИ И ЕКОНОМСКИ ПАРАМЕТРИ ЗА ИЗБОР НА ОПТИМАЛЕН СИСТЕМ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЈАГЛЕН 72
3.2.1. Основна геометрија на површиски коп 74
3.2.2. Ширина на работната маса во површински коп 75
3.2.3. Аголот на наклон на наклонот на клупата 77
3.2.4. Пресметување на вкупниот агол на наклон на површински коп 78
3.2.5. Коефициент на откривки 80
3.3. ОСНОВНИ АСПЕКТИ НА ПЛАНИРАЊЕ И МОДЕЛИРАЊЕ 81
3.4. МЕТОДИ ЗА ОПТИМИЗАЦИЈА 83
3.4.1. Моделирање на проблемот на оптимизација 86
3.4.2. Ограничувања 87
3.4.3. Целна (критериумска) функција 87
3.4.4. Што е оптимизација 88
3.5. КРИТЕРИУМИ ЗА ИЗБОР 89
3.5.1. Избор на рударска опрема за експлоатација на јаглен 89
3.5.2. Избор на опрема за транспорт на багер со континуирана работа 92
3.5.2.1. Конструктивни карактеристики на роторниот багер 92
3.5.2.2. Теоретски основи за контрола на роторски багери по производство 96

3.5.3. Основи на пресметката на лентовиот транспортер 101
3.5.4. Работните наклони во површинските скалила на рудникот и во делот на одлакот се формирани од рударски активности што се изведуваат преку опрема за ископ: багери, транспортери - камиони, транспортери, одлагач и други машини 118

4. АНАЛИЗА НА ПОСТОЈНАТА СОСТОЈБА 124

4.1. АНАЛИЗА НА ПОСТОЈНИТЕ СИСТЕМИ НА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ 124
4.2. ТЕХНО-ЕКОНОМСКИ И ЕКОЛОШКИ АСПЕКТИ 129
4.2.1. Општи карактеристики на дизајнот на рударските работи 129
4.2.2. Алтернативи на експлоатацијата на рудникот Сибовц 131
4.2.3. Искористување според алтернативата 1 133
4.3. ИДЕНТИФИКАЦИЈА НА МОЖНИ АЛТЕРНАТИВНИ РЕШЕНИЈА И КРИТЕРИУМСКИ ФУНКЦИИ 137
4.3.1. Технолошки параметри кои можат да се применат на рудникот Сибовц 138
4.4. РАЗВОЈ НА МОДЕЛОТ ЗА ПОВЕЌЕКРИТЕРИУМСКО ОДЛУЧУВАЊЕ 142
4.4.1. Општи концепти на повеќекритериумско одлучување 142
4.4.2. Избор на метод за повеќекритериумска оптимизација 146
4.4.3. Примена на моделот TOPSIS при избор на систем за површинско рударство на наоѓалиштето на лигнит Сибовц 153

5. ПРИМЕНА НА МОДЕЛОТ ЗА ИЗБОР НА ОПТИМАЛНИ ТЕХНИЧКИ ПАРАМЕТРИ НА ТЕХНОЛОШКИТЕ СИСТЕМИ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ 162

5.1. РАЗРАБОТКА И ПРИМЕНА НА МОДЕЛОТ 162
5.2. ПРИМЕНА НА МОДЕЛОТ ЗА ИЗБОР НА ОПТИМАЛНИ ТЕХНИЧКИ ПАРАМЕТРИ 166
5.3. ПРЕЗЕНТАЦИЈА НА РЕЗУЛТАТИТЕ ОД МОДЕЛИРАЊЕТО 168
5.3.1. Презентација на варијантни решенија 168
5.3.2. Избор на оптимални технички параметри на технолошките системи за експлоатација на лигнит 170
5.3.3. Верификација на капацитетот на багери кои се користат за експлоатација на лигнит 174
5.4. ВЕРИФИКАЦИЈА И ЧУВСТВИТЕЛНОСТ 177

6. РЕЗУЛТАТИ 204

6.1. РЕЗУЛТАТИ ОД МОДЕЛИРАЊЕТО НА ТЕХНИЧКИТЕ ПАРАМЕТРИ 204
6.1.1. Верификација на продуктивноста на моделот на багер: Р С 3000 208
6.2. ТЕХНО–ЕКОНОМСКИ ПОКАЗАТЕЛИ 211
6.2.1. Верификација на параметрите за транспорт на камиони 213
6.2.2. Отпор на движење на камионот и нивната пресметка 214
6.2.3. Пресметување на техничката брзина на движење на камионите 220
6.2.4. Безбедна брзина на движење на камионот 222
6.2.5. Пресметување на реалното времетраење на целосниот циклус на движење на камионот 223
6.2.6. Пресметување на изработката на камионот 225
6.2.7. Пресметување на бројот на камиони 227
6.2.8. Теоретски основи и принципи на меѓусебна зависност и број на основна опрема во составот на технолошкиот систем багер - камион 228
6.2.9. Пресметка на искористената продуктивност и бројот на машини во Е-К комплексот 233
6.2.10. ЕКОНОМСКА ПРОЦЕНКА ЗА КАПАЦИТЕТ ЗА ПОВРШИНСКИ КОП ОД 15 МТ/ГОДИШНО 235
6.3. ЕКОЛОШКИ И БЕЗБЕДНОСНИ АСПЕКТИ 243
6.4. СУМИРАЊЕ НА КЛУЧНИТЕ РЕЗУЛТАТИ ОД ИСТРАЖУВАЊЕТО 245

7. ДИСКУСИЈА 246

7.1. ТОЛКУВАЊЕ НА ОПТИМАЛНИТЕ ТЕХНИЧКИ ПАРАМЕТРИ НА ТЕХНОЛОШКИТЕ СИСТЕМИ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ 246
7.2. АНАЛИЗА И ОПРАВДУВАЊЕ НА ОПТИМИЗАЦИЈАТА 247
7.3. ОГРАНИЧУВАЊА И РИЗИЦИ НА ИСТРАЖУВАЊЕТО 248
7.4. ПРАКТИЧНА ИМПЛЕМЕНТАЦИЈА НА РЕЗУЛТАТИТЕ ОД ИСТРАЖУВАЊЕТО 249
8. ЗАКЛУЧОК И ПРЕПОРАКИ 251
КОРИСТЕНА ЛИТЕРАТУРА 256

Список на прилози - слики

Слика 2.1. Наоѓалишта на лигнит во Република Косово 14
Слика 2.2. Геологија на Косовскиот јагленов басен (КЕК 2003) 16
Слика 2.2а. Стратиграфска колона на регионот на јагледиот басен Косово (КЕК 2003)…… ……17
Слика 2.3. Општа карта на потенцијални и експлоатирани лигнитни полиња во централниот дел од Косовскиот лигнитски басен: поле Сибовц; поле Сибовц JP; Јужно поле; поле D; и оперативните рудници Бард и Мираш. 21
Слика 2.4. Моментална состојба на рударските операции и поглед на површинскиот рудник за лигнит Сибовц југозапад, септември 2024 година..... 23
Слика 2.5. Општ преглед на потенцијалните полиња за експлоатација на лигнит. 24
Слика 2.6. Одредување на аголот на отфрлање на материјалот..... 33
Слика 2.7. Адхезија на материјалот и формирање џебови 41
Слика 2.8. Принципна шема на пресметка на статичката стабилност на падините 45
Слика 2.9. Геолошки профил на предложената поврзна површина на косината во површинскиот рудник Сибовц и факторот на безбедност според поедноставената метода на Бишоп..... 61
Слика 3.1. Основни чекори на методологијата за избор на експлоатациски систем 66
Слика 3.2. Шематска репрезентација на процесот на изградба на рудникот (Фури, 1992) 69
Слика 3.3. Слика која покажува типична терминологија на рударските операции во отворен рудник (Calder et al., 1997)..... 73
Слика 3.4. Хоризонтална проекција на падината на етажата..... 75
Слика 3.5. Шема за одредување на ширината на работната етажа во површински коп во меки карпи (глини и јагленови слоеви)..... 77
Слика 3.6. Параметри што влијаат на аголот на наклонот на работната јама: висина на етажата, ширина на рампата, број на етажата. Параметри што влијаат на конечниот агол на наклон на јамата: ширина на безбедносната берма и висина на етажата..... 79
Слика 3.7. Дијаграм на проток за оптимизирање на површинските рударски операции. Потребните инпути и добиената продукција се прикажани. 82
Слика 3.8. Багер со ротор..... 95
Слика 3.9. Шема на сечење и основна геометрија на багерот со ротор..... 98
Слика 3.10. Шема на димензиите на исечено парче со едно зафаќање на корпата 100
Слика 3.11. Типичен изглед на напречниот пресек на материјалот над лента: а) за случајот на трапезоиден профил б) за случајот со рамна лента 103
Слика 3.12. Напречен пресек на материјалот над лентата – методологија на Ханфстенгел 104
Слика 3.13. Напречен пресек на материјалот на лентата – DIN 22101 105

Слика 3.14. Напречен пресек на материјалот што се транспортира на транспортерска лента формиран со негово слободно истурање 107
Слика 3.15. Видови барабани на транспортерот со лента. 115
Слика 3.16. Шематска репрезентација на операцијата на фронталното сечење. 119
Слика 3.17. Два багери работат на истиот фронт. 120
Слика 3.18. Паралелно сечење со премин на багер во близина на работниот фронт. 120
Слика 3.19. Паралелно сечење со едностране поставување на транспортното средство за товарење. 121
Слика 3.20. Паралелно сечење со двојно поставување на транспортните средства. 121
Слика 3.21. Временски редослед на товарење со багер. 122
Слика 3.22. Товарење со багер со двострано поставување на транспортните средства. 123
Слика 4.1. Внатрешни фази на јамата: типичен пресек на јамата 125
Слика 4.2. Преглед на полето Сибовц. 131
Слика 4.3. Алтернатива 1 - Развој на рудникот и коефициент на откривање во полето Сибовц (Извор: Дел II Техничко планирање, КЕК 2019). 133
Слика 4.4. План за унапредување на рударските работи. 134
Слика 4.5. Развој на рудникот во 2026 година. 135
Слика 4.6. Развој на рудникот во периодот од 2029 до 2034 година. 136
Слика 4.7. Преглед на системот ВТО. 141
Слика 4.8. График на функцијата на припадност на фази множество А 148
Слика 4.9. Концептуална шема за избор на системи за експлоатација 149
Слика 4.10. Функции на припадност на лингвистички вредности за евалуација на преференциите 155
Слика 5.1. Поделба на резервоарот Сибовц на скали 163
Слика 5.2. Шема на резервоарот Сибовц (*Хисени, А)* 164
Слика 5.3. Шема на транспортер на тркала за пресметување на влечните сили на натоварената и празната гранка на главниот транспортен систем 191
Слика 5.4. Виткање на шипката предизвикано од тежината на гумираната шипка и тежината на материјалот поставен на шипката 202
Слика 6.1. Основни димензии на РС 3000 багер 205
Слика 6.2. Камион Caterpillar 777G 207
Слика 6.3. Вертикален пресек и планови за скала за користење на модел РС 3000 хидрауличен багер: 213
Слика 6.4. Зависност на продуктивноста на ескалаторот и комплетот за камиони од бројот на камиони во разгранетиот структурен комплекс 233

ЛИСТА НА ТАБЕЛИ

Табела 2.1. Геолошки резерви на јаглен во лигнитните басени на Косово 13
Табела 2.2. Карактеристики на потенцијалните полиња на лигнит во Косовскиот басен..... 25
Табела 2.3. Природен агол на одлагање φ..... 35
Табела 2.4. Класификација на карпите според нивото на абразивност 38
Табела 2.5. Видови транспорт според индексот на транспортност..... 44
Табела 2.6. Минимални дозволени вредности на факторите на безбедност според типот на наклон..... 46
Табела 2.7. Експериментални и теоретски вредности на граничните смолкувачки напони..... 50
Табела 2.8. Проценки на параметрите на смолкнување на глинени формации врз основа на резултатите од лабораториските тестови извршени со користење на триаксијалниот апарат..... 54
Табела 2.9. Пресметки за аголот на внатрешно триење..... 55
Табела 2.10. Пресметки за кохезија 56
Табела 2.11. Физичко-механички својства на покривните формации над јагленатa жила..... 60
Табела 3.1. Препорачани вредности за брзината на транспорт.....108
Табела 3.2. Вредности на коефициентот на капацитет $-C_p$ 109
Табела 3.3. Вредности на коефициентот $-\kappa_\beta$ 109
Табела 3.4. Вредности на коефициентот на капацитет $-f$ 110
Табела 3.5. Зависност на коефициентот на осигурување од бројот на слоеви. 113
Табела 3.6. Број на текстилни слоеви во зависност од ширината на лентата..114
Табела 3.7. Видови тапани и нивната употреба. 115
Табела 3.8. Препорачана должина на погонскиот барабан во зависност од ширината на лентата.....116
Табела 3.9. Вредности на коефициентот $-K_t$ 116
Табела 3.10. Стандарден дијаметар на погонскиот барабан [mm].....117
Табела 4.1. Споредба на двата површински копа.....127
Табела 4.2. Минималните технолошки параметри кои мора да бидат исполнети се: 139
Табела 4.3. Структура на матрицата за донесување одлуки (според Musingwini, 2010) 146
Табела 4.4. Лингвистички термини за оценување на тежината на важноста на секој критериум 150
Табела 4.5. Лингвистички термини за оценување на алтернативи во однос на критериуми.....150
Табела 4.6. Лингвистички термини за оценување на преференциите на алтернативите.....155
Табела 4.7. Лингвистички термини за оценување на тежините на критериумите 155

Табела 4.8. Тежини на важност на секој критериум изразени како лингвистички термини.....156
Табела 4.9. Фази матрица на одлучување и фази тежина на секој критериум (Триаголни фази броеви на алтернативи и тежина на секој критериум).....157
Табела 4.10. Фази матрица на одлучување по нормализацијата.....157
Табела 4.11. Резултати од фази TOPSIS анализа.....159
Табела 5.1.Техничко-технолошки параметри за површински коп на Сибовц ...163
Табела 5.2. Просечно планирано работно време на основната рударска опрема 169
Табела 5.3. Основни технички параметри на багери предвидени за откривање 170
Табела 5.4. Основни технички параметри на багери предвидени за експлоатација 174
Табела 5.5. Вредноста на факторот зависи од должината на испораката 181
Табела 5.6. Вредности на коефициентот на триење t во лежиштата на барабанот 182
Табела 5.7. Технички карактеристики на материјалот 183
Табела 5.8. Вкупна дебелина на слоевите кои го сочинуваат скелетот на шипката (mm).....184
Табела 5.9. Вкупна маса на слоеви (*kg/m²*).....184
Табела 5.10. Маса на гумени премази $\left(kg/m^2\right)$ 185
Табела 5.11. Референтни вредности за минималните дијаметри на задржувачки ролери $\phi(m,m)$ во зависност од ширината и брзината на ременот.....186
Табела 5.12. Приближни мерки за поддршка и враќање на рулети (kg).....186
Табела 5.13. Растојанието помеѓу слоговите на *ℓ'* задржувачки ролери во зависност од ширината на прачката $B\ (mm)$ и фрланата волуменска $\rho_h\ \left(t/m^3\right)$ маса на материјалот што се транспортира.....188
Табела 5.14. Вредности на $\frac{1}{e^{\mu\alpha}-1}$ изразот за различни вредности на α и μ ...191
Табела 5.15. Способност за пренос на сила зависи од видот на материјалот .194
Табела 5.16. Тип А тапани, дијаметри D = 1000 (mm).....195
Табела 5.17. Тип В барабан, дијаметар D_B = 800 (*mm*).....197
Табела 5.18. Вредности на коефициентот K во зависност од аголот α 199
Табела 5.19. Лентови стресови во точките 1-5, во kN, (За шемата на слика 5.3) 200
Табела 6.1. Технички карактеристики на хидрауличниот лопатен багер*:*.....205
Табела 6.2. Технички карактеристики на камионот за саморастовар.....207
Табела 6.3. Основни специфични вредности на отпорот и коефициентот на отпорност при превртување 216
Табела 6.4. Основни претпоставки за општи податоци за трошоците по единица 237
Табела 6.5. Пресметка на годишните оперативни трошоци.....238
Табела 6.6. Динамична проценка на профитот.....240

1. ВОВЕД

1.1. Предмет на истражување

Во лигнитниот басен на Косово, поточно на наоѓалиштето Сибовц, деталните геолошки истражувања доведоа до нови податоци во врска со квалитетот на лигнитот, како и неговите геомеханички и хидрогеолошки карактеристики. Врз основа на овие податоци, пресметките на резервите на лигнит беа извршени со користење на методи усогласени со Уредбата за класификација и категоризација на минерални суровини на Република Косово (Службен весник бр. 80/2010) и во согласност со меѓународните стандарди за известување за минерални ресурси (JORC или PERC).

Оваа дисертација ги презентира прелиминарните резултати од анализата на постојните податоци и новоспроведените истражувачки работи. Како дел од оваа дисертација, беше извршена анализа на ефективната продуктивност на рударската опрема што се користи за ископ - поточно, багери со континуирано и дисконтинуирано работење - под специфичните техничко-рударски, геолошки, геомеханички и технолошки услови што го карактеризираат наоѓалиштето Сибовц. Бидејќи овој рудник моментално е во фаза на развој и подготовка за експлоатација, фокусот на оваа студија е на анализа на односот помеѓу планираното и реалното производство, што е еден од најважните фактори за проценка на ефикасноста на површинскиот коп.

Одржливото производство на електрична енергија има стратешко значење за економијата на Република Косово. Ефикасното управување со квалитетот на лигнитот започнува со обезбедување минимални параметри на топлинска енергија на влезот во електраната. Поради интеркалациите во рамките на лигнитниот слој, кои го намалуваат неговиот квалитет, постои потреба од спроведување на процес на хомогенизација на лигнитот, што е од суштинско значење за постигнување на потребниот квалитет.

Оваа дисертација има за цел да се осврне на изборот на оптимални структурни и технолошки параметри на клучните компоненти во рамките на ВТО и ВК системите - вклучувајќи багери со корпа или со една корпа, лентести транспортери или дампери за време на ископ на откривка и лигнит, транспорт на ископан материјал и одлагање на откривката. Целта е да се минимизираат оперативните трошоци и да се максимизира производството на лигнит. Правилниот избор на системи за експлоатација на ВТО - БТО и ВК – ДС (дисконтинуиран систем) обезбедува оптимално усогласување на компонентите на системот со работната средина и техничко-рударските барања.

1.2. Цели на истражувањето

Примарна цел на оваа дисертација е да се анализираат ефектите од експлоатацијата на лигнит, со посебен фокус на односот помеѓу планираното и реалното производство, како и влијанието на застоите при работата

(непродуктивно време) врз рударските операции, што се изведуваат преку методите ETS (континуиран систем) и EK (дисконтинуиран систем).
Специфични цели на докторската дисертација се:

- Да се анализира односот помеѓу планираното и реалното производство во рудникот Сибовц;
- Да се процени ефикасноста на системите за експлоатација (КОНТИНУИРАН РУДАРСКИ СИСТЕМ) и ЕК под специфични оперативни услови;
- Да се идентификуваат факторите што влијаат врз трошоците и продуктивноста на рударските операции;
- Да се предложи нов интегриран систем за експлоатација со комбинирање на елементи од континуирани и дисконтинуирани системи;
- Да се обезбеди усогласеност на процесот на експлоатација со техничките барања на термоелектраните и важечките еколошки прописи.

1.3. Методологија на работа (основна)

Овој научен труд има за цел да развие интегриран пристап за оптимизирање на системот за експлоатација на лигнит при површинските рударски операции, со посебен фокус на наоѓалиштето Сибовц. Главната цел е да се постигне максимална продуктивност по најниска можна цена, преку прилагодување на технологиите и опремата на специфичните техничко-рударски услови на ова подрачје.
Во согласност со наведениот проблем и главната цел на ова истражување, формулирани се следните научни хипотези за водење на студијата и анализата:

- Хипотеза 1: Имплементација на методологија за оптимизирање на годишното производство на рудникот, во согласност со барањата на постојните и идните термоелектрани, ќе придонесе за подобрување на енергетската безбедност и квалитетот на живот на граѓаните.
- Хипотеза 2: Употреба на статистички модел за евалуација на физичко-механичките и техно-рударските параметри кој значително влијае врз изборот на основна опрема за експлоатација што ги исполнува критериумите и принципите на површинска експлоатација на лежиштето.
- Хипотеза 3: Развој на пресметковен модел за избор на оптимални технолошки параметри за експлоатација - врз основа на трите фундаментални принципи на површинско откопување (рационалност, безбедност и минимални трошоци за производство), како и директни и индиректни влијанија врз животната средина со што ќе се овозможи поефикасно и одржливо искористување на ресурсите.
- Хипотеза 4: Идентификување на најсоодветната алтернатива за градење оптимизациски модел на технолошките параметри на комбинираниот континуирано-дисконтинуиран систем кој ќе доведе до максимизирање на критериумите за донесување одлуки и ќе обезбеди успешна интеграција

меѓу клучните компоненти на технолошкиот комплекс БТО (КОНТИНУИРАН РУДАРСКИ СИСТЕМ)–ЕК.

За да се разгледаат хипотезите формулирани во оваа дисертација, односно за да се потврдат или побијат, беше применета методологија на истражување со дескриптивни и аналитички карактеристики.

Истражувачкиот процес беше спроведен на две нивоа: теоретско и експериментално. Овој пристап овозможи идентификација и анализа на проблемот, како и одредување на можни оптимални решенија преку евалуација на ефикасноста на системите за експлоатација на лигнит.

Во согласност со целите на оваа дисертација, беа применети различни истражувачки и научни методи, и тоа:

- Аналитички метод – за обработка и толкување на технички и геолошки податоци;
- Метод на компаративна анализа – за споредување на технолошките алтернативи на ВТО и ВК системите;
- Емпириски метод – за собирање и анализа на податоци од постојните практики во рудникот Сибовц;
- Статистички метод – за анализа на клучните варијабли што влијаат на ефикасноста на експлоатацијата;
- Методи на индукција и дедукција – за конструирање логички заклучоци врз основа на податоци и применети модели;
- Метод на гранична рамнотежа – за контрола на стабилноста на косините на етажите, врз основа на податоци од триаксијални тестови;
- Метод на математичко моделирање – за развој на пресметковни модели на технолошка оптимизација;
- Метод на набљудување на терен – за практична верификација на податоците и геотехничките параметри;
- Техники за оптимизација на системот за експлоатација – за избор на најефикасни оперативни параметри;
- Метод на економска анализа – за проценка на оперативните трошоци и придобивки од избраниот систем за експлоатација.

Примената на овие методи овозможи сеопфатен и длабински пристап кон истражувачкиот проблем, со што се обезбеди веродостојност и точност на резултатите добиени по завршувањето на дисертацијата.

Се очекува оваа дисертација да даде значаен научен и практичен придонес во областа на рударското инженерство, поточно во оптимизирањето на системите за експлоатација на лигнит во површинските рудници на Косово. Главните придонеси од ова истражување може да се сумираат на следниов начин:

- Придонес кон моделирањето на оптимизацијата на системот за експлоатација: Дисертацијата има за цел да воспостави интегриран модел за оптимизација што ќе овозможи ефикасно користење на клучните компоненти на континуираните (ВТО) и дисконтинуираните (ВК) оперативни системи за време на процесите на ископ, транспорт и редење

во површинските рудници. Овој модел ќе послужи како основа за подобрување на технолошките перформанси и намалување на оперативните трошоци во рударската индустрија.

- Придонес кон технолошката анализа на оптималните системски параметри: Трудот дава детална анализа на влијанието на клучните технолошки параметри врз перформансите на континуираните и дисконтинуираните производствени системи, во зависност од условите на работната средина и техничко-рударските барања. Оваа анализа има за цел да помогне во изборот на најсоодветните конфигурации за постигнување максимална ефикасност во рударските операции.
- Придонес кон проценката на меѓузависноста помеѓу технолошките и геомеханичките параметри: Дисертацијата придонесува за разбирање на меѓусебната врска помеѓу технолошките параметри и геомеханичките услови на работната средина. Анализирањето на овие интеракции е клучно за проценка на нивното влијание врз профитабилноста и безбедноста на процесот на експлоатација, особено при имплементација на комбинираниот ВТО - ВК систем.

2. ПРЕГЛЕД НА ЛИТЕРАТУРАТА

2.1. Општ преглед на лигнитните басени на Косово

На територијата на Република Косово, значајни резерви на јаглен се концентрирани во три главни лигнитни басени (табела 2.1):

- Косовски јагленски басен
- Јагленски басен Дукаѓин
- Јагленски басен Дреница

Табела 2.1. Геолошки резерви на јаглен во лигнитните басени на Косово
Table 2.1. Geological coal reserves in the Kosovo Coal Basins

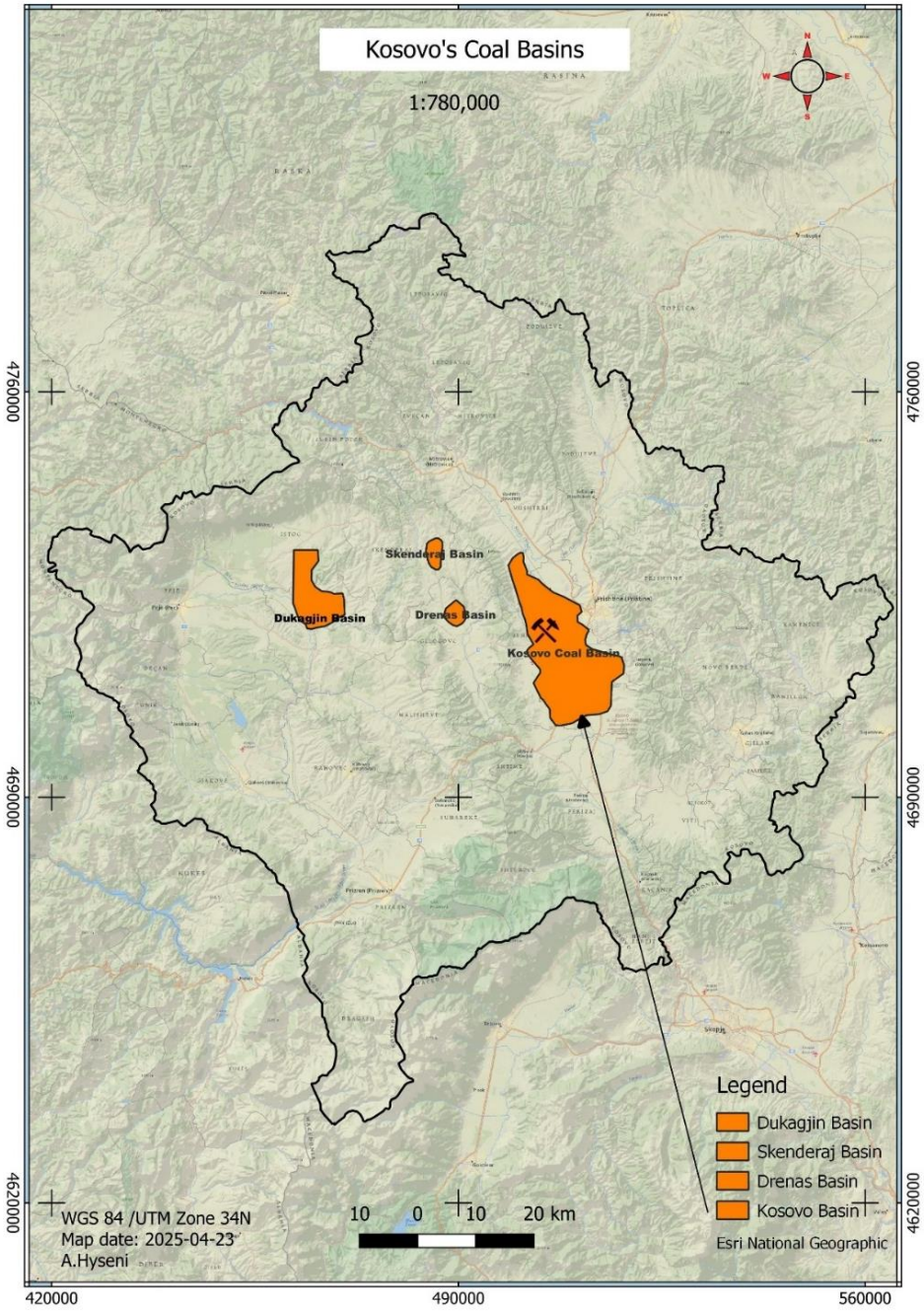
Јаглени басени Coal basins	**РЕЗЕРВИ (T) / RESERVES (t)**			
	% Експлоатиран % Exploited	Геолошки Geological	Биланси Balances	Без биланс No Balance
Косово Kosovo	3	10,091,000,000	8,772,000,000	1,319,000,000
Дукаѓин Dukagjin	0	2,244,830,000	2,047,700,000	197,130,000
Дреница Drenica	0	106,631,000	73,188,000	33,443,000
Вкупно / in total	3	12,442,461,000	10,892,888,000	1,549,573,000

Оваа дисертација ќе се фокусира исклучиво на Косовскиот јагленов басен, кој е најголем во Република Косово, а воедно и најопширно проучен од геолошка, рударска и практична перспектива, бидејќи во него се отворени и експлоатирани неколку рударски сектори. Косовскиот басен содржи приближно 12 милијарди тони лигнит, со геолошка старост што датира од плиоценската епоха.

Централната област, позната како „Косовски јагленов басен“, зафаќа површина од околу 270 км², со дебелина на лигнитните слоеви што достигнуваат до 100 метри и просечна 45 метри. Просечниот коефициент на откривка за овој слој е 1:1,85. Длабочината на појава на лигнитот се движи од површински изданоци до максимум 310 метри под нивото на земјата.

Просечните вредности на клучните параметри за квалитет за овој слој се следниве:

- СТВ = 7,400 kJ/kg (средна топлотна вредност)
- S < 1 % (сулфур)
- W = 45-47 % (влажност)
- A = 18 % (пепел)



Слика 2.1: Наоѓалишта на лигнит во Република Косово
Figure 2.1: Lignite Deposits in the Republic of Kosovo

2.2. Географска локација и геоморфологија на Косовскиот јагленов басен

Косовскиот јагленов басен може да се идентификува со Косовската Рамнина, која се протега лонгитудинално во правец север-југ и се издига кон запад. Целокупната ориентација на басенот е од северозапад кон југоисток. Косовската Рамнина се протега од Митровица на север до Качаник на југ, со должина од 85 км и просечна ширина од 10 км, покривајќи површина од приближно 850 км².

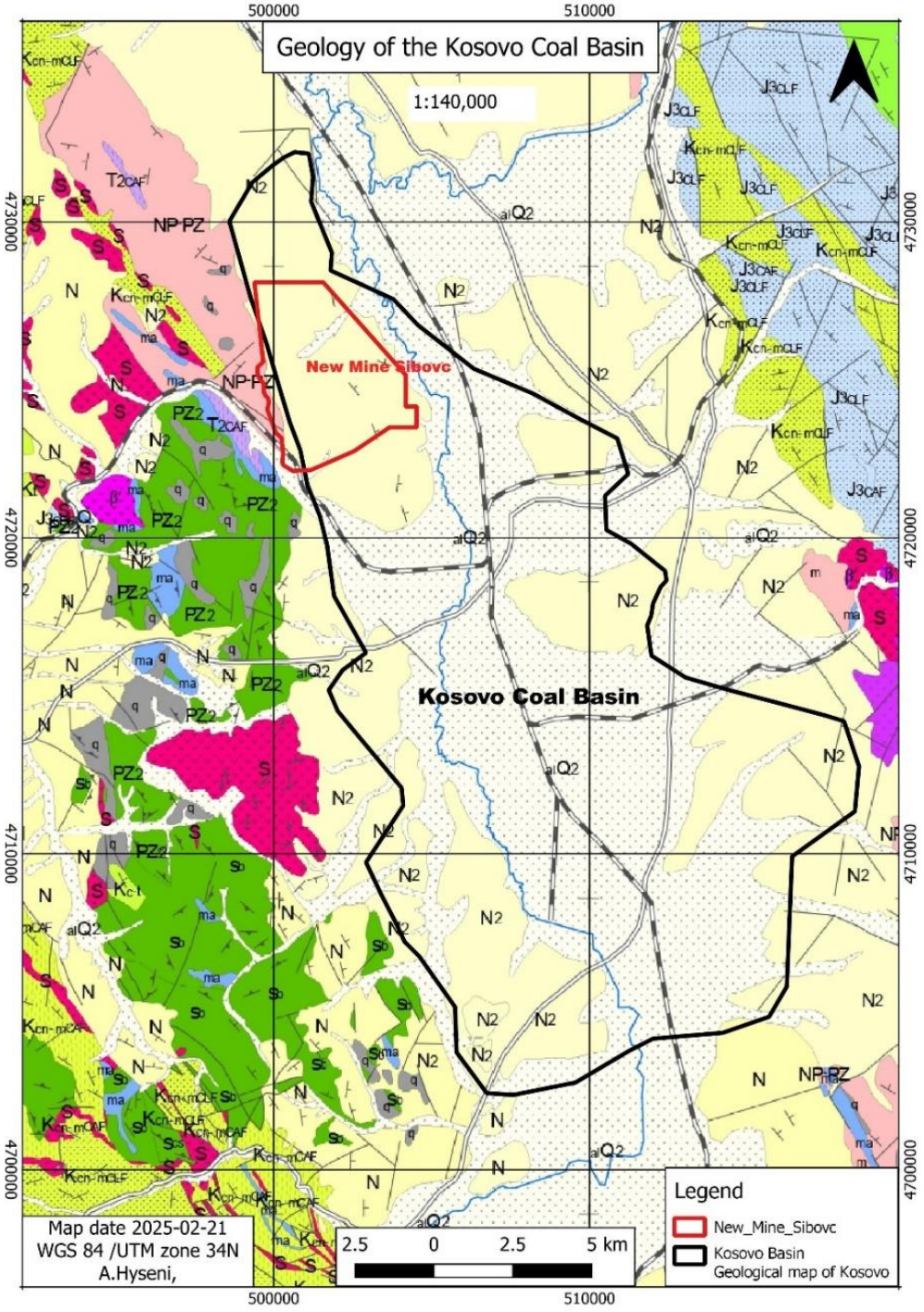
Басенот се граничи на североисток со зона на искосен релјеф, која ги вклучува масивите Копаник и Чернуша, со надморска височина што достигнува 1009 м, Градинет (802 м) и Гердечи (836 м). На исток, се наоѓа помеѓу долината Лапи и долината Грачаница. Југоисточно од Приштина се наоѓаат планините Пруговци (1028 м), Гермија (1095 м) и Жеговци (1070 м). На југ, во близина на Качаничката Клисура и нејзината околина, котлината е ограничена со Шар Планина (2498 м) на југ и со Скопскиот масив и Мали и Зи на северозапад.

На запад, помеѓу долината на реката Ибар и потокот Брусник, се наоѓаат планините Чичавица, познати по западната зона, со надморска височина од 1097 м. Јужно од овие планини се наоѓа Голеши Маркант (1018 м), а подалеку на југоисток се Липовица (850 м) и Чернолева (1160 м). Североисточно од Митровица, на периферијата на сливот, се наоѓа високиот врв Звечан, на 797 м. Морфолошката граница помеѓу сливот и околните планини е многу диференцирана, со брз премин од рамнини кон високите планини. Овие остри граници се присутни во западната периферна област кон Чичавица, Голеши, Липовец и Шар Планина, што е резултат на тектонскиот развој и брзата динамика на делови од сливот и околниот регион.

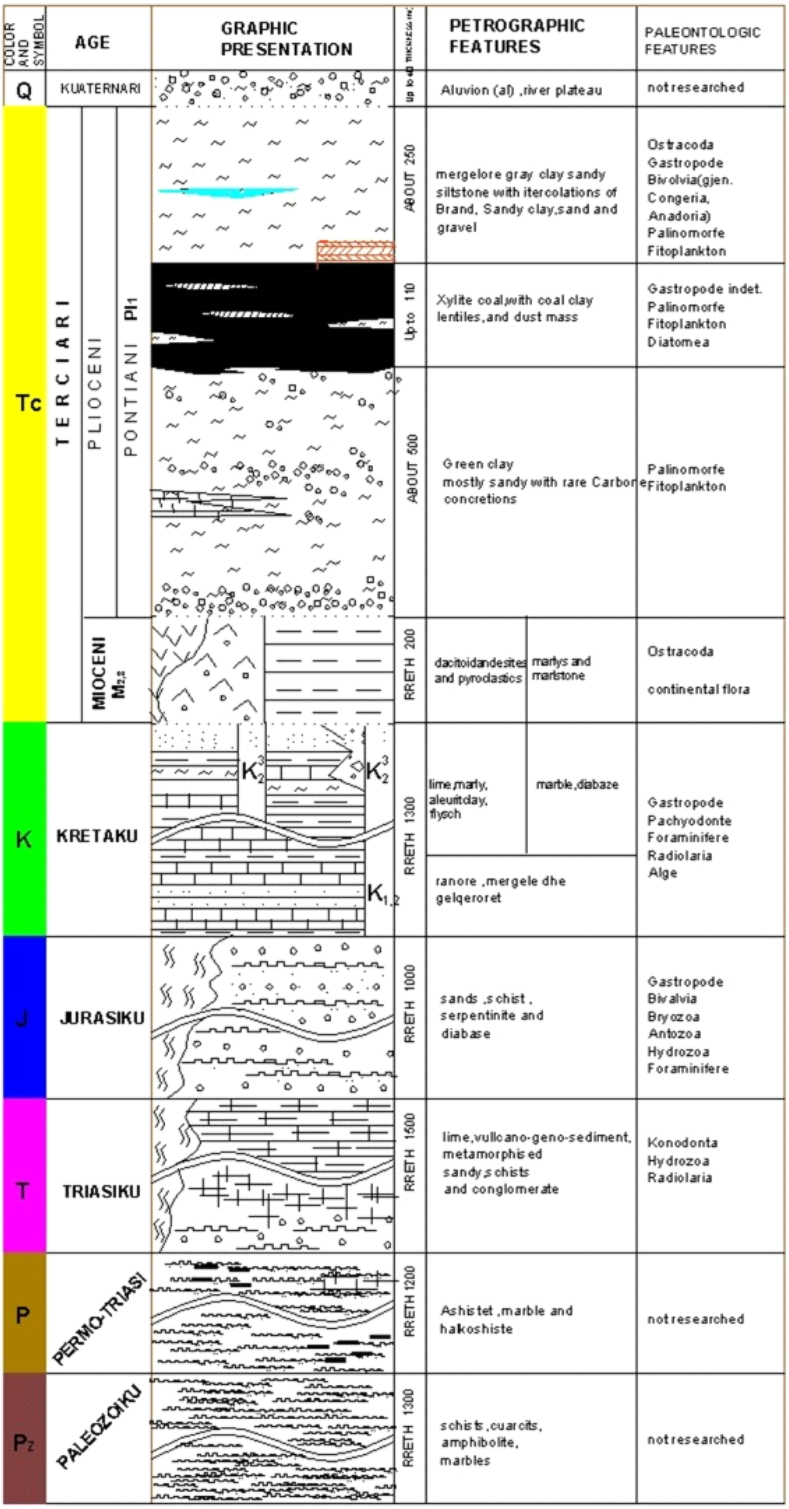
Косовската рамнина има просечна надморска височина од 650 м и може да се смета за висорамнина. Реките што течат низ овој слив ја вклучуваат реката Ситница, која собира бројни притоки и потоци и од левата и од десната страна. Главна вододелница е реката Ситница, која сочинува над 80 % од целиот слив.

2.3. Геолошка структура на Косовскиот јагленов басен

Геолошките и рударските истражувања во Косовскиот јагленов басен беа спроведени од 1951 до 1957 година, при што беа утврдени позициите и дебелината на јагленовите слоеви и слоевите на откривка. Исто така, беше проучена и тектонската структура на целата геолошка формација. Врз основа на овие студии, беа утврдени количината и квалитетот на јагленот. Слика 2.2 ја прикажува геолошко-литолошката колона на Косовскиот басен, покажувајќи дека слоевите на басенот припаѓаат само на терцијарниот потсистем, поточно на миоценската и плиоценската серија (слика 2.2а). Просечната дебелина на глинениот слој е приближно 50 метри.



Слика 2.2: Геологија на Косовскиот јагленов басен (КЕК 2003)
Figure 2.2: Geology of the Kosovo Coal Basin (KEK 2003)



Слика 2.2а: Стратиграфска колона на регионот на јагледиот басен Косово (КЕК 2003)
Figure 2.2a: Stratigraphic Column of the Kosovo Coal Basin Region (KEK 2003)

Односот на откривка кон лигнит, или односот на откопување, во Косовскиот басен е приближно 1,8 м³ на 1 тон, додека просечната дебелина на лигнитниот слој е околу 45 метри. Максималната дебелина на лигнитниот слој

достигнува до 100 метри. Во некои области, наслагите на јаглен можат да се протегаат до длабочина од приближно 300 метри под површината (слика 2.2а).

Во рамките на Косовскиот басен, се оформила густа серија на плиоценски наслаги, кои покажуваат значителна варијабилност во петрографскиот состав и карактеристиките на литофациите. Дебелината на оваа серија варира во голема мера во различни делови од басенот, под влијание на морфологијата на палеорелјефот и условите на седиментација, со максимална дебелина до 700 метри. Во основа, Косовскиот басен и околните карпи се состојат од кристални формации од палеозојската до мезозојската ера. Материјалот т. е. јагленот на басенот вклучува слоеви од горна креда, кои лежат неконформно под терцијарните глини од плиоценската ера, во кои е вметнат лигнитот.

Од литостратиграфска перспектива, седиментите што содржат лигнит можат да се поделат на три литолошки членови, од дното кон врвот, како што следува:

- Зелена глина (базалната серија на јагленовиот слој),
- Формација на јаглен (серијата што носи јаглен) и
- Сива глина (горната серија на јагленовиот слој).

Контактот помеѓу јагленовиот слој и подлогата не е остро дефиниран, бидејќи постои постепен премин од зелени глини во вистинскиот слој јаглен. Основата на јагленовата формација е составена од глини во различни бои (зелена, кафеава, сива), кои се песочни, чакалести или варовнички по состав, со приближна дебелина од 300 метри.

Формацијата на јаглен во Косовскиот басен е развиена како единствен јагленов слој, кој вклучува значајни меѓуслоеви на стерилен материјал составен од глинено-карбонатни супстанции, особено во маргиналните и периферните области. Слојот генерално се спушта од исток кон запад под благ агол од 5 до 10°. Дебелината на јагленовиот слој се движи од 20 до 100 метри и е речиси хоризонтална, создавајќи поволни услови за површинско рударство.

На директниот премин во јагленовиот слој, постои наизменична низа од сиви, мрсни глини што содржат јаглен и жолти глини. Покрај големото присуство на глина слична на лапор, жолтите глини се појавуваат и како слоеви пред таложење.

Поради нивните физички својства, овие глини се меки и многу апсорбираат вода, што резултира со ниска носивост и висока подложност на лизгање на земјиштето - важен фактор при избор на соодветна механизација за површинска експлоатација во Косово.

Косовскиот басен е склон кон тектонски нарушувања со насока на удар од Динар. Овие тектонски нарушувања не престанале пред формирањето на басенот, туку биле реактивирани дури и по таложењето на неогените седиментни серии, што довело до бројни раседи. Врз основа на тековните студии на јагленовиот слој, заклучено е дека слојот јаглен е многу варијабилен дури и во тесни просторни зони - во однос на дебелината и распределбата на меѓуслоевите стерилни материјали.

Структурата на јагленовиот слој не е хомогена; се разликуваат два главни типа: ксилитно-дрвенеста структура, редовно се јавува во горните слоеви на слојот, почвена структура, која е позастапена во долните слоеви, која се состои од акумулации на земјен лигнит.

Од гледна точка на квалитетот, јагленот на Косово е класифициран како млад лигнит, кој се карактеризира со висока содржина на влага (до 50 %) и релативно висок процент на пепел (просек од 14 %).

2.4. Системи за експлоатација на лигнит применети во Косовскиот јагленов басен

Косовскиот јагленов басен е база на најголемите рудници за лигнит со отворен коп во Република Косово (слика 2.3). Подземните рударски операции во овој басен се спроведувале од 1922 до 1966 година, што резултирало со вкупно производство од 6,401,434 тони. Рударските активности на локацијата „Крушевац“ се спроведувале од 1948 до 1966 година, со вкупно производство од 2,921,233 тони, додека операциите во Сибовц траеле од 1952 до 1958 година, при што се произведени 255,000 тони лигнит.

Првите површински рударски работи во Косовскиот јагленов басен започнале кон крајот на 1956 година во Мираш, а производството на лигнит започнало во 1958 година. Во текот на почетната фаза се користела опрема со повремено дејство (т. е. дисконтинуирани системи), вклучувајќи багери со лопата и влечни јажиња (дреглајни) со капацитет на корпа од 4 м³ за отстранување на откривката и ископување на лигнит. Откривката се транспортирала со вагони со капацитет од 25 м³, додека лигнитот се товарал во вагони со долно празнење од 50 м³, влечени од електрични локомотиви од типот LE-3 со капацитет на влечење од 70 тони. Со оваа поставеност на опремата и сооднос на откривка од 1,0 м³/т, до 1963 година бил постигнат дневен производствен капацитет од 3000 тони/ден.

Почнувајќи од 1964 година, во рудникот биле инсталирани лентести транспортери, со ленти широки 1000 mm за транспорт на лигнит и ленти широки 1200 mm за откривка. Ископувањето на лигнит и откривката се вршеше со багери со корпа од типот SRs 470.15/3.5, со теоретски капацитет од 1960 m³/h. Овие багери се опремени со погонски мотори од 400 kW и работни тркала - ротор, дизајнирани за ископ на компактен варовник и густ лигнит. За одлагање на откривка, биле користени одлагачи од типот ARs-B 2500.50, со теоретски капацитет од 2500 m³/h. По реконструкцијата на рудникот Мираш во 1966 година, производствениот капацитет се зголеми на приближно 10 000 тони/ден.

Овој процес на развој и модернизација значително придонесе за подобрување на ефикасноста на производството и условите за работа во рудниците за јаглен во Косовскиот басен. Овозможи пообемна експлоатација на минералните ресурси и значително зголемување на производствените капацитети.

Рудникот со отворен коп во Косовскиот басен беше отворен во 1964 година во Бард, со примена на дисконтинуиран систем за експлоатација, користејќи багери со лопата и железнички транспорт позајмен од рудникот Мираш.

Почнувајќи од 1967 година, беше инсталирана стандардна опрема за отстранување на откривки. Производството на лигнит во рудникот Бард започна со дневно производство од приближно 12 000 тони. Во оваа рана фаза на развој, ископувањата на лигнит се вршеше со употреба на багери со корпа од типот SRs 470.15/3.5, додека отстранувањето на откривката се извршуваше со багери SRs 470.20/3, опремени со мотори и ротор со снага од 250 kW.

Транспортот на лигнит и откривка се вршеше преку лентести транспортери со ширина од 1200 mm на работните маси и ленти со ширина од 1400 mm на влечните транспортери до депонијата. Откривката, ископана од два багера, се депонираше со одлагачи од типот ARs–B 2500.50 и ARs–B 3000.50, соодветно.

Сепак, поновите роторни багери со корпа SRs 470.20/3, кои имаа поголема висина на сечење, но помал погонски мотор, се покажале како несоодветни за тешките услови на цврста глина. Како резултат на тоа, во 1974 година бил воведен нов роторен багер со корпа - SRs 470.17/6. Овој модел имаше помала висина на копање и помоќен мотор со ротор од 320 kW. По неговите успешни перформанси, инвеститорот одлучил да изврши реконструкција, намалувајќи ја висината на копање од 20 m на 17 m и инсталирајќи помоќен погонски мотор.

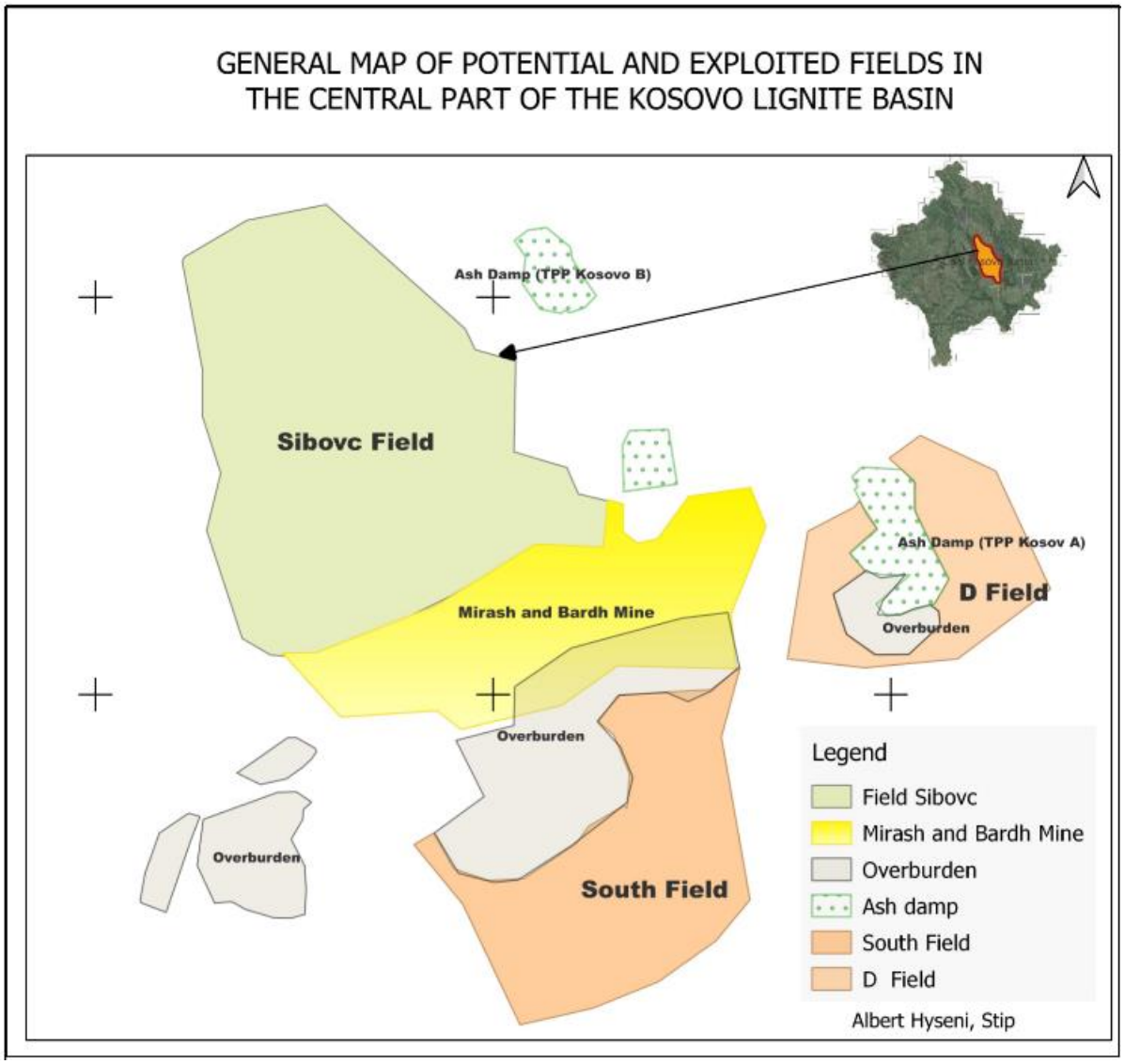
Оваа реконструкција се случила во период кога рудникот Бард планираше да го зголеми својот капацитет за производство на лигнит, со имплементација на нова и надградена опрема. За отстранување на откривки, беше планирано да се користи багерот SRs 1300.26/6+VR, со теоретски капацитет од 4200 m³/h и мотор со корпа со моќност од 630 kW. Овој багер требаше да работи заедно со транспортери со ширина од 1600 mm и одлагач од тип ARs–B 4400.60, со теоретски капацитет од 4400 m³/h.

Во подоцнежните фази на ископување на лигнит, беше планирано продолжување на употребата на претходните роторни багери - SRs 470.15/3.5 - како и реконструирани багери од тип SRs 470.17/16. За ископување на горните делови од лигнитните слоеви со променлива дебелина, беше предложена употреба на багери со влечна линија (дреглајни) од тип ESH 5/45.

Лигнитот и откривката беа ископувани со ротрни багери од типот SRs 470.15/3.5, со теоретски капацитет од 1960 m³/h. Овие машини беа специјално дизајнирани за работа со тврда варовничка откривка и компактен лигнит и беа опремени со мотори од 400 kW и ротори со корпачки за сечење. Откривката беше проектирана со употреба на одлагачи ARs-B 2500.50, со теоретски капацитет од 2500 m³/h. По реконструкцијата на рудникот во 1966 година, капацитетот на лигнит достигнал приближно 10 000 тони/ден.

Вториот рудник за јаглен во Косовскиот басен, кој се наоѓа во Бард, исто така беше отворен во 1964 година, со имплементиран дисконтинуиран систем на експлоатација со употреба на роторни багери со корпа и железнички транспорт позајмен од рудникот Мираш. Од 1967 година, инсталирана е опрема за стандарден технолошки процес на отстранување на откривка. Првичното производство на јаглен во рудникот Бард започна со околу 12 000 тони дневно. Во текот на оваа развојна фаза, ископувањата на јаглен се вршеше со употреба на багери со корпа од типот SRs 470.15/3.5, додека отстранувањето на откривката се извршуваше со багери од типот SRs 470.20/3, опремени со

погонски мотори од 250 kW на работното тркало. Транспортот на јаглен и откривка се вршеше преку транспортни ленти со ширина од 1200 mm по етажите на ископот, додека ленти со ширина од 1400 mm беа користени за поставување на транспортери до одлагалиштата.



Слика 2.3: Општа карта на потенцијални и експлоатирани лигнитни полиња во централниот дел од Косовскиот лигнитски басен: поле Сибовц; поле Сибовц JP; Јужно поле; поле D и оперативните рудници Бард и Мираш

Figure 2.3: General Map of the Potential and Exploited Fields in the Central Part of the Kosovo Lignite Basin: Sibovc Field; South Field; D Field; and the Exploited Mines Bardh and Mirash

За ископ на откривка, планираната опрема вклучуваше багер од типот SRs-1300.26/6+VR, со теоретски капацитет од 3500 m³/h и работна моќност на погон на тркалата од 630 kW. Овој багер беше дизајниран да работи во систем со транспортни ленти со ширина од 1600 mm и резервни ленти од типот A_2R_s – B4400.60 со теоретски капацитет од 4400 m³/h. За ископување на јаглен беше

планирано да се продолжи со користење на роторни багери со корпа од претходните оперативни фази, како што се типот SRs-470.15/3.5 и реконструирана верзија, типот SRs-470.17/16. Дополнително, беше предвиден багер со влечна линија ESH-5/45 (дреглајн) за ископ на горни - кровни слоеви на лигнитни слоеви со променлива дебелина.

Првиот багер со корпа од типот SRs-1300.26/2+VR беше пуштен во употреба во 1979 година. Според планираната динамика на производство, до 1985 година се очекуваше рудникот Барди да достигне дневно производство од приближно 30 000 тони. Истовремено со постигнувањето на целосниот проектен капацитет во Барди до 1985 година, беше планирано и отворањето на рудникот Сибоци. Оваа фаза на развој, вклучувајќи ја и придружната опрема, ја означи следната фаза во проширувањето на експлоатацијата на лигнит во регионот, која вклучуваше:

- За ископ на откривка и јаглен беше предвидено да се користат роторни багери со корпа со теоретски капацитет од 4500 m³/h и висина на ископ до 28 метри. Со оглед на наизменичното работење помеѓу откривка и јаглен, овие багери беа проектирани да постигнат просечна продуктивност од приближно 25 000 $(m^3 \cdot m \cdot f \,/\, h)$.
- Транспортот на откривка и јаглен беше планиран да се врши со помош на транспортни ленти со ширина од 1800 mm. За одлагање на откривката беа планирани гумени ленти со теоретски капацитет од 5500 m³/h и должина на стрелата за одлагање од 100 метри.

За да се постигне проектираниот конечен капацитет, беа сметани за неопходни шест оперативни системи - три за отстранување на откривка и три за ископување – откоп на јаглен. Со оглед на многу поволниот сооднос на откривката од 0,88 m³/t, беше предвиден дневен просечен капацитет од приближно 50 000 тони лигнит. Се очекуваше овој капацитет да биде реализиран до 10-тата година по отворањето на рудникот.

Рудникот Сибовц југозапад престана со работа во 2024 година. Планиран е нов рударски развој, рудникот „Поле Сибоци“, во правец на Хаде, Шипитуље и Лајтиште, со искористување на значителните резерви на лигнит во Косовскиот јагленов басен. Поволните геолошки услови за развој на големи рудници - потенцијално над 100 000 тони лигнит дневно – нудат продолжување на дециниските практики за ископување на лигнит во регионот.

За да се постигнат вакви капацитети, и технички и економски, се проценува дека употребата на роторни багери со корпа со теоретски капацитет од приближно 10 000 м³/ч за отстранување на откривки, заедно со оптимизирани техники за ископување на лигнит, овозможува капацитет од 50 000 м³/ден.
Багерите со поголем капацитет, поради ограничената висина на етажите за откривки и предизвиците за одржување, може да го надминат горниот економски праг. Сепак, тие можат да претставуваат оптимално решение за идна експлоатација на лигнит во Косовскиот јагленов басен.

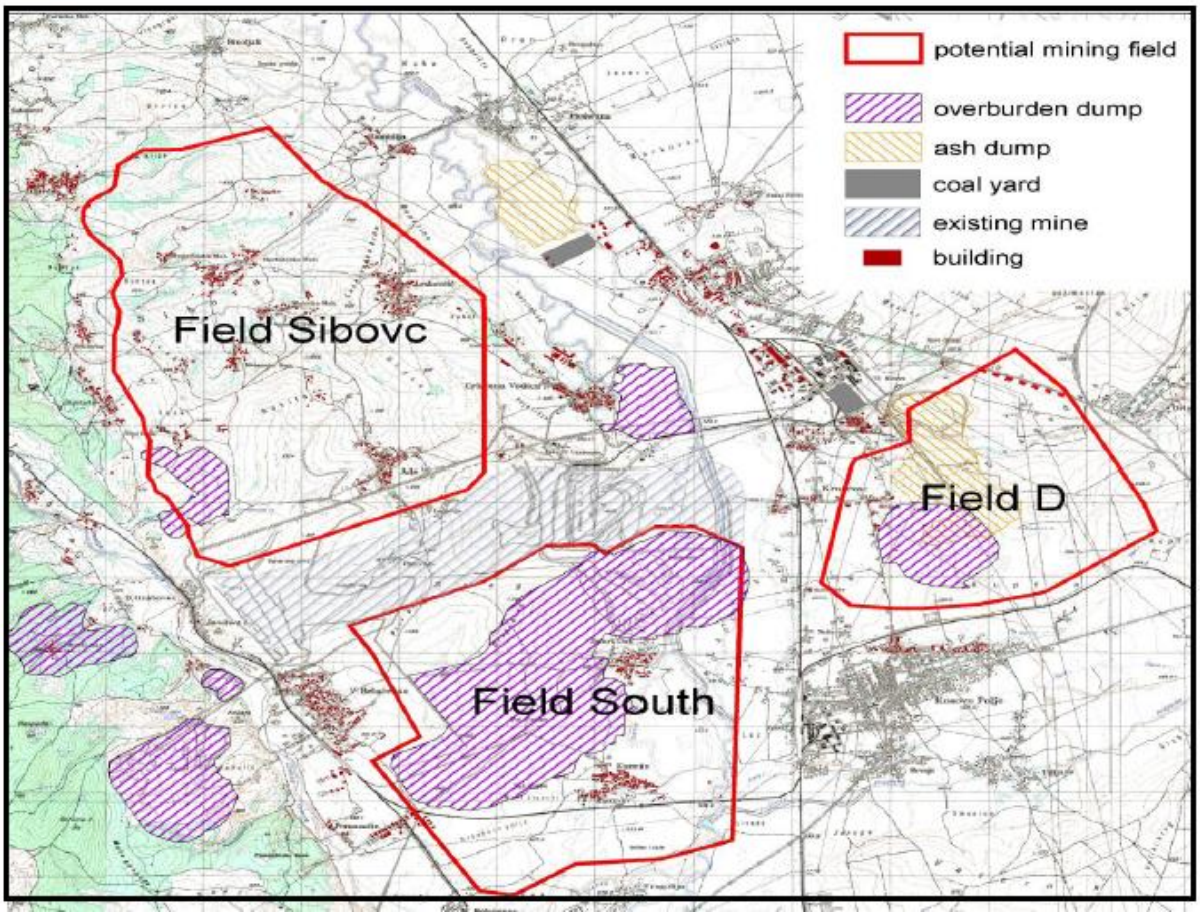
2.5. Моментална состојба на активностите за експлоатација на лигнит во Косовскиот басен

Три единици на електраната „Косово А“ и две единици на електраната „Косово Б“ моментално генерираат комбиниран часовен капацитет од приближно 845–910 MW. До денес, главен извор на снабдување со лигнит за овие електрани е рудникот Сибовц југозапад. Сепак, рударските активности на оваа локација се при крај поради исцрпувањето на резервите на лигнит. За да се задоволат енергетските потреби на „Косово А“ и „Косово Б“, како и за да се обезбеди снабдување со лигнит за домашните потрошувачи и потенцијалните извозни потреби, императив е Косово да го зголеми својот капацитет за производство на лигнит. Се очекува ова зголемување-проширување да започне во 2028 година, со годишна цел за производство или капацитет до 15 милиони тони.

Слика 2.4: Моментална состојба на рударските операции и поглед на површинскиот рудник за лигнит Сибовц југозапад, септември 2024 година
Figure 2.4: Current State of Mining Operations and View of the Sibovc South-West Lignite Surface Mine, September 2024

Моменталната состојба и целокупниот преглед на експлоатираните рудници во експлоатација, како и потенцијалните области за иден развој во рамките на Централната зона на Косовскиот басен, се илустрирани на слика 2.4. Идентификуваните потенцијални полиња за идна експлоатација вклучуваат:

поле Сибовц, поле Д и Јужно поле. Меѓу нив, само полето Сибовц е подложено на детални геолошки истражувања, при што резултатите од студијата укажуваат на потенцијален годишен капацитет за производство на лигнит до 20 милиони тони.



Слика 2.5: Општ преглед на потенцијалните полиња за експлоатација на лигнит
Figure 2.5: General View of the Potential Fields for Lignite Exploitation

Експлоатацијата на наоѓалиштето лигнит во полето Сибовц, кое содржи резерви класифицирани како категорија А, претставува најизводлива опција за снабдување на постојните и идните термоелектрани. Иако полето Д покажува значителен потенцијал, сè уште не е доволно истражено за да се поддржи непосредниот развој. Ова поле се карактеризира со тенка надраскривка и поволен сооднос на откопување, но исто така претставува и еколошки предизвик поради акумулацијата на пепел.

Од друга страна, експлоатацијата на Јужното поле би значела повисоки трошоци, првенствено поради неговиот помалку поволен сооднос на откопување и потребата за надворешно одлагање на надраскривката. Поради овие причини, оваа дисертација се фокусира на оптимизација на технолошките параметри поврзани со отворањето, подготовката и експлоатацијата на лежиштето за лигнит во полето Сибовц, како и оптимизација на технолошката и биолошката рекултивација на деградираната област како резултат на рударските активности.

Клучните карактеристики на трите потенцијални полиња се сумирани во табела 2.2.

Табела 2.2: Карактеристики на потенцијалните полиња на лигнит во Косовскиот басен
Table 2.2: Characteristics of potential lignite fields in the Kosovo Basin

КРИТЕРИУМ **CRITERIA**	**ПОЛЕ СИБОВЦ** **SIBOVC FIELD**	**ЈУЖНО ПОЛЕ** **SOUTHERN FIELD**	**ПОЛЕ Д** **FIELD D**
Резерви на јаглен [Mt] Coal reserves [Mt]			
Геолошки / Geological	990	537	395
Експлоатациони Exploitable	830	370	280
Капацитет за снабдување на електраната [MW] Sufficient to supply Thermal power plant with capacity [MW]	2000	1000	600
Однос на откривка и јаглен [m³/t], Ко / Report: Cover-Coal [m³/t],	0,85: 1	2,8: 1	0,9: 1
Калорична вредност (долна топлинска вредност) [kJ/kg] LHV [kJ/kg]	8300	8000–8300	7300
Површина [km²] / Surface [km²]	19,7	8,0	7,8
Период на експлоатација [години] / Period of use [years]	>40	40	40

2.6. Изворот на лигнит во површинскиот рудник Сибовц

Рударското поле Сибовц се наоѓа во северниот дел од експлоатираните рудници Мираш и Бард, во близина на термоцентралата „Косово Б“ (види слика 2.5). Вкупната површина на полето зафаќа приближно 19,7 км², со максимална експлоатирана ширина од 3,8 км во правец исток-запад и должина од околу 6 км. Експлоатацијата на лигнит од ова поле претставува најсоодветна алтернатива за снабдување со јаглен на нова термоцентрала. Капацитетот на наоѓалиштето е доволен за да се обезбеди гориво за електраната со вкупен капацитет од 2000 до 2500 MW.

Полето ги опфаќа селата Хаде, Сибовц, Лајтиште, како и дел од селото Шипитуле; сепак, второто во голема мера се наоѓа надвор од планираното експлоатационо поле (слика 2.5). Геолошки, наоѓалиштето се карактеризира со дебелина на слојот од лигнит што варира од 10 до 100 метри, прекриен со стерилен слој (јаловина) од јадро со дебелина од 20 до 150 метри. Лигнитот што се вади од овој површински коп е наменет за снабдување со јаглен на постојните термоцентрали „Косово А“ и „Косово Б“, како и на други потрошувачи, како во земјата, така и во странство.

Откривката во рудникот Сибовц првенствено се состои од жолти и сиви глини. Жолтата глина е мека, пластична и многу леплива. Спротивно на тоа, сивата глина е потврда и постабилна, со бројни фини пукнатини. Покажува помала пластичност и лепливост и апсорбира помалку вода во однос на нејзината природна состојба на влага. Кога е потопена во вода, сивата глина не се распаѓа или отекува значително. Сепак, при изложеност на сончева светлина и атмосферски врнежи, таа брзо се распаѓа и станува многу леплива. Капацитетот за апсорпција на вода и на жолтите и на сивите глини зависи не само од нивниот гранулометриски состав, туку и од нивните минералошки својства.

Севкупно, формациите на откривка и лигнитниот слој на ова наоѓалиште се класифицирани во категориите од I до V. Од перспектива на рударската технологија, ова претставува работна средина која се карактеризира со:

- Хоризонтално проширување и слоевита структура на лигнитниот слој;
- Должина на работната површина $L_f \geq 500m$;
- Откривката од јаловина и јагленот кои бараат сили за ископ до $k_{L(n)} \leq 200\ kN/m$, соодветно $k_{F(n)} \leq 1.9MPa$;
- Релативно хомогени карпести формации, без присуство на тврди структурни слоеви;
- Носивост на работните етажи поголема од $0.1\,MPa$.

2.7. Изворот на лигнит во површинскиот рудник Сибовц

Рударското поле Сибовц е темелно истражено, при што е земено предвид растојанието помеѓу истражните дупки за истраги. Минималното растојание помеѓу дупките е 161 метар, што е доволно за да се изгради сигурен

стратиграфски модел, како и модел за квалитет на лигнитот. Ова овозможи точни пресметки на ресурсите и резервите. Вкупните преостанати резерви (по одземањето на вкупното производство од почетните резерви што можат да се обноват) изнесуваат приближно 857 милиони тони, со просечна калориска вредност од 8,213 kJ/kg. Понатаму, развиениот геолошки модел е погоден за детално планирање на рудникот во иднина.

Сепак, поради присуството на неколку мешани примероци, не беше можно да се создаде детален геолошки модел што ги исполнува најнапредните меѓународни стандарди (што би вклучувало детална разлика помеѓу помали слоеви и лигнит).

За развој на подобрен 3D геолошки модел, потребни се дополнителни геолошки истражувања, вклучувајќи нови дупчења, сеизмички истражувања и соодветни лабораториски анализи на примероците собрани за време на дупчењето.

Во овој контекст, достапни се логови на јадра и/или геолошки описи, но оригиналните јадра добиени од истражното дупчење не се достапни, вклучително и оние што се професионално конзервирани. Овие недостатоци не се во согласност со стандардите за конструирање на 3D геолошки модел според меѓународно прифатените критериуми, како што е JORC кодот.

Според достапните податоци од истражувачките студии и резултатите од геолошкото моделирање, во рудникот Сибовц се идентификувани вкупно 857 милиони тони преостанати геолошки резерви што можат да се искористат.

Просечниот квалитет на лигнитот се карактеризира со калорична вредност од 8.213 kJ/kg, содржина на пепел од 15,5 %, вкупен сулфур од 1,1 %, запалив сулфур од 0,4 % и сулфур во пепелта од 0,7 % (сите параметри се пресметани врз основа на влажност од 45 %). Во сегашниот главен лигнитен слој, горните делови покажуваат повисок квалитет (повисока калорична вредност и помала содржина на пепел) во споредба со долните делови од слојот. Врз основа на постојните податоци од истражувањето и земајќи ја предвид валидноста само на мешани примероци, може да се заклучи дека за ова рудно поле може да се развие геолошки модел што ги одразува просечните вредности.

Врз основа на геолошкиот модел (стратиграфски модел) развиен за полето Сибовц, може да се извлечат следните заклучоци:

- Вкупната дебелина на лигнитот во рудното поле Сибовц е најголема во централниот дел (до приближно 100 м) и потенка кон периферните области. Просечната дебелина е околу 45 м.
- Дебелината на слојот од откривка (покривката што лежи над лигнитот) во рудното поле Сибовц варира од 0 до 150 м, со највисоки вредности во близина на северната граница на постојниот рудник.
- Просечниот сооднос на геолошки сооднос на откривка за полето Сибовц е приближно 0,8 м³/т. Ова значи дека за секој тон лигнит, мора да се отстрани околу 0,8 м³ стерилна откривка. Вкупно, лигнитот во полето Сибовц е покриен со приближно 700 милиони м³ откривка.

Според студиите од 1996 година, врз основа на 1089 издупчени истражни дупки и земајќи ја предвид специфичната тежина на лигнитот $\rho = 1.14 t/m^3$, резервите се класифицирани во две категории:

- Експлоатациони резерви со енергетска вредност над 5300 kJ/kg.
- Неекспоатабилни резерви со енергетска вредност под 5300 kJ/kg.

2.8. Минералошки и технолошки својства на откривката од карпести маси

Физичко-механичките и технолошките својства на карпестите формации што ја сочинуваат откривката, кои се транспортираат во површинските рудници, претставуваат фундаментални параметри за пресметување на капацитетот, примената и конструкцијата на машините што се користат за ископ, товарење, транспорт и одлагање на откривката, како и за одлагање на лигнитот.
Во површинските рудници, како резултат на рударските активности поврзани со отворање, подготовка и експлоатација на минерални ресурси, како и околните карпи, се генерираат големи количини на карпести маси што бараат понатамошен транспорт.

Транспортот на овие материјали во површинските рудници се врши во растресена состојба. Растресените карпести маси се карактеризираат со големина и облик на честички, гранулометриски состав, природен агол на таложење и во мирување и за време на движење, густина во цврста состојба и густина во растресена состојба, содржина на влага, лепливост и други својства.
Овие карактеристики се неопходни за избор на видот и параметрите на машините за ископување и товарење, опремата за транспорт, уредите за облагородување и други постројки што го сочинуваат транспортниот систем, без разлика дали се со камиони, транспортери или железнички системи.

Во оваа дисертација, параметрите добиени од геомеханичките истражувања спроведени за секое наоѓалиште на лигнит во подрачјето Сибовц се користени за пресметување на капацитетот за ископ на багерите и капацитетот за транспорт на лентестите транспортери и камионите .Резултатите од лабораториските тестови за физичките и механичките својства на лигнитот и придружните седименти за површинскиот коп Сибовц се прикажани во табела 2.3.

1. Густина на растресит материјал и коефициент на отекување

Густината на растреситиот - откопан материјал е клучен параметар за димензионирање на погонските мотори на транспортната опрема. Густината на растресит материјал во растреслива состојба, означена како ρsh или ρh, ја претставува масата на ископан карпест материјал по единица волумен. Во овој волумен, фрагментите од карпа се распоредени случајно и неправилно, создавајќи празнини или пори кои се движат од мали до доста големи. За време на анализата на капацитетот на опремата за товарење и транспорт, најчесто се зема предвид густината на растреситиот материјал на карпестата маса во нејзината растреслива состојба.

Волуменската маса (густина) на глините во цврста состојба, кои го сочинуваат главниот дел од откривката во површинските рудници на Косовскиот јагленов басен, според сите геомеханички студии спроведени досега, е:

$$\rho_{cm} = 1.75 t/m^3$$

Од познатата густина на карпата во нејзината цврста состојба и реалниот коефициент на растресливост, може да се одреди густината на материјалот во неговата природна одложена состојба, означена како ρ_{rac} .

$$\rho_{ras} = \frac{\rho_{cm}}{k_{ras}} \left[t/m^3 \right] \qquad (2.1)$$

каде што:

ρ_{cm} – волуменска густина на цврста глина $\left[t/m^3 \right]$,

ρ_{ras} – волуменска густина на растресена глина $\left[t/m^3 \right]$,

k_{ras} – коефициент на растресливост, предложен како $k_{ras} = 1.55$ за глини и $k_{ras} = 1.7$ за лигнит.

Волуменската маса во растреслива состојба е помала од волуменската маса во цврста состојба (in-situ) за коефициентот на растресливост значи:

$$\rho_{pac} = \frac{\rho_{cm}}{k_{ras}} \left[t/m^3 \right] \qquad (2.2)$$

Пример: за јаловите формации на полето Сибовц, волуменската маса на растресениот (еднократен) материјал е еднаква на 1.13.

Вкупната густина на лигнитот според истражувачките студии е усвоена да биде $\rho_{crv.m} = 1.44 t/m^3$, затоа, густината на лигнитните одрезоци (парчиња) е:

$$\rho_{рас(покривка)} = \frac{1.75}{1.55} = 1.13 \left[t/m^3 \right]$$

$$\rho_{рас(лигнит)} = \frac{1.14}{1.7} = 0.67 \left[t/m^3 \right]$$

2. Коефициент на растресување

Карактеристиката на карпите да се зголемуваат во волумен со ископување или се распаѓаат со дупчење и минирање е позната како растресување на карпите. Ова растресување најчесто се испитува преку теренски тестови и се изразува со коефициент на растресување $\left(k_{ras} \right)$ според следната формула:

$$k_{ras} = \frac{v_k}{v_m} \qquad (2.3)$$

v_k – волумен на карпата во растресена состојба (m^3)

v_m – волумен на карпите во цврста состојба во масивот (m^3)

Од равенката (2.3) следува дека волуменот на материјалот во растресена состојба е поголем од оној на цврста карпеста маса. Ова значи дека волуменот

на карпестата маса in situ, помножен со коефициентот на растресување го дава волуменот на материјалот во неговата растресена состојба.

$$v_k = v_m \cdot k_{ras} \qquad (2.4)$$

Коефициентот на растресување претставува параметар што покажува колку пати волуменот на карпата се зголемува по ископувањето или фрагментацијата во споредба со нејзиниот оригинален волумен in situ, т. е. во нејзината природна, ненарушена состојба на оригиналната локација.

Овој коефициент зависи од неколку фактори, како што се структурата и минералошкиот состав на карпата, тврдоста и степенот на фрагментација. Коефициентот на растресување е секогаш поголем од 1 и не е константен; варира дури и за ист тип карпа во зависност од фазата на процесот на експлоатација и транспортот.

За време на товарењето на материјалот во корпачките од багерот, коефициентот на растресување добива специфична вредност, додека за време на истовар, оваа вредност може да се промени. Во различни фази на транспорт, во зависност од растојанието на движење, амплитудата на вибрациите и фреквенцијата на осцилациите на транспортната опрема, се јавуваат варијации во степенот на делумна консолидација на растресениот материјал, што влијае на вредноста на коефициентот на растресување.

За карпестите маси што го сочинуваат лигнитниот јалов материјал во рудниците со површински коп на Косовскиот басен, просечната вредност на коефициентот на растресување определен како: $k_{ras(\text{јаловина})} = 1.55$, а коефициентот на растресување за лигнитот е $k_{ras(\text{лигнит})} = 1.7$.

На пример, ако од масивот на јаловина на рударното поле Сибовц се ископаат 1000 м³ карпа, тогаш со усвоен коефициент на растресување од 1,55, ќе се добијат 1550 м³ растресен карпест материјал. Овој волумен претставува количина на материјал што треба да се земе предвид при пресметување на капацитетот на транспортната опрема.

Секако, ова се однесува на истата количина на материјал изразена во тони, бидејќи, на пример, во случај на материјал со густина на волумен од 1,75 t/m³, ја разгледуваме количината и во нејзината компактна (in situ) состојба и во нејзината растресена состојба, како што е наведено подолу:

$$v_{рас} = k_{uM} \cdot k_{ras} = 1000 \cdot 1.55 = 1550\,\text{m}^3$$

Се разбира дека станува збор за иста количина на материјал изразена во тони, бидејќи, на пример, за покривниот материјал со волуменска маса од 1,75 t/m³, ја имаме количината во масивна и во рохава состојба како што следува:

$$Q_{(масивна)} = V_{(масивна)} \times \rho_{(масивна)} = 1000 \times 1.75 = 1750t$$

$$Q_{(рохав)} = V_{(рохав)} \times \rho_{(рохав)} = 1550 \times 1.13 = 1751t$$

Овој пример покажува дека, при дизајнирањето или димензионирањето на опремата за товарење, претоварување и транспорт, како и бункерите за товарење, бункерите, складиштата и залихите, мора да се обрне посебно внимание на ова прашање. Секогаш кога е можно, треба да се избегнуваат

приближни вредности добиени од искуство или земени од литературата. Наместо тоа, овие параметри треба прецизно да се одредат однапред.

3. Коефициент на гранулација

Гранулацијата, поточно гранулометрискиот состав на фрагментираниот карпест материјал, ја дефинира квантитативната распределба на честичките според нивната големина. Овој состав е клучен параметар во процесите на транспорт и преработка на откопаните материјали.

Во многу практични сценарија за транспорт, материјалот може да се класифицира во две главни групи: некласифициран материјал и класифициран материјал. Овие категории се разликуваат врз основа на процентот на груби честички во вкупната маса на материјалот.

Степенот на хомогеност на големината на честичките во фрагментираните (или растресени) материјали се одредува со коефициентот на гранулација, кој претставува индикатор за ширењето на распределбата на големината на честичките и се пресметува со користење на специфична формула во зависност од методот што се применува за гранулометриска анализа.

$$k_{gr} = \frac{a_{\max}}{a_{\min}} \qquad (2.5)$$

$a_{\max}$ – големина на најголемата честичка со квантитативно учество од најмалку 10 %;

$a_{\min}$ – големина на најмалата честичка со квантитативно учество од најмалку 10 %.

Некласифициран материјал се однесува на карпест материјал кај кој големините на честичките значително се разликуваат една од друга. Основниот критериум за класификација на материјал во оваа категорија се определува со односот помеѓу максималните и минималните големини на честичките, изразен со следната формула:

$k_{gr} = a_{\max} : a_{\min} \geq 2.5 \Rightarrow$ Ова се однесува на некласифицирани фрагментирани материјали.

За класифициран материјал важи спротивниот критериум:

$k_{gr} = a_{\max} : a_{\min} \leq 2.5 \Rightarrow$ Ова се однесува на класифицирани фрагментирани материјали.

Во случај на некласифицирани материјали се анализираат поголеми големини на честичките, додека за класифицирани материјали фокусот е на честичките со просечна големина, кои подобро ја претставуваат вкупната маса во пресеците на материјалот.

За класифициран материјал процентната распределба на поединечните класи на големина на зрно, како и димензиите на секоја класа се целосно одредени. Спротивно на тоа, за некласифицирани материјали и процентната распределба на поединечните класи на големина на зрно и нивните димензии остануваат недефинирани.

Во контекст на транспорт на откривка со камиони, големината на честичките обично се одредува во фазата на минирање, пред товарењето. Меѓутоа, за транспорт на формации на откривка во површинските рудници на Косовскиот басен, каде што се користат лентести транспортери, структурните карактеристики на опремата се однапред одредени за време на фазата на нивен избор и набавка. Под овие услови, гранулацијата на материјалот е ограничена; максималната големина на честичките на откривката мора да биде во опсег од 300–400 mm, а овие честички треба да сочинуваат најмалку 75 % од вкупната транспортирана маса на откривка.

$$a_{просек} = \frac{a_{\max} + a_{\min}}{2} \qquad (2.6)$$

Гранулометријата на материјалите што треба да се транспортираат има директно влијание врз изборот на видот на транспортна опрема, димензиите на компонентите за товарење и вкупната големина на транспортните возила.

На пример, за транспорт на руди со честички со средна големина или во форма на прав може да се користат транспортери и друга опрема соодветна за таков материјал.

За да се избегнат недоразбирања за време на фазите на проектирање или склучување договори за транспорт на карпести материјали, важно е јасно да се направи разлика помеѓу материјалите во компактна (масивна) состојба и оние во фрагментирана состојба. Оваа разлика е важна бидејќи волуменот на фрагментираниот материјал е обично од 20 до 50 % поголем од оној на материјалот во неговата компактна состојба.

4. Природен агол на одлагање на растресен материјал

Природниот агол на одложување на материјалот се однесува на аголот што материјалот го формира со хоризонтална рамнина кога е слободно исфрлен и акумулиран. Купот слободно одложен материјал обично има облик на конус, а аголот на исфрлање варира во големина од материјалот. Овој агол ќе биде помал кога исфрлањето е од повисоко и кога се подвижни поединечните честички во материјалот.

Големината на аголот зависи од различните фактори на овие честички: големина, содржина на влага, форма, температура, состав и состојба на материјалот, како и техниката на одлагање или исфрлање. Откриените, фините материјали, кои се примарни носители на влага, имаат влијание врз големината на аголот на исфрлање.

Фундаментално, природниот агол на наклон на исфрлениот материјал го претставува аголот на внатрешно триење на материјалот и може да се изрази аналитички. Овој агол варира во зависност од техниката на исфрлање или одложување и останува во одредени граници. Кога материјалот се исфрла од поголема височина, тој достигнува значителна брзина и има тенденција полесно да се лизга по површината на конусот. Овој агол одговара на природниот агол на исфрлање за време на движење и може да се изрази аналитички како:

$$tg\varphi \approx \mu \qquad (2.7)$$

Во аналитичката формула што се користи за одредување на природниот агол на мирување, симболот μ го претставува коефициентот на триење на материјалот во однос на себе. Симболот за приблизно ≈ се користи бидејќи природниот агол на внатрешно триење на материјалот може да варира поради меѓусебно преплетување помеѓу честичките, што влијае на механичкото однесување на материјалот за време на процесот на исфрлање.

Аголот φ (природниот агол на мирување) може значително да варира во зависност од специфичните услови на исфрлање. Кога материјалот се исфрла од мала висина и не се случува отскокнување или ширење на честички на периферијата на конусот за време на овој процес, се достигнува максималниот агол на стабилност φ_0.

Овој агол одговара на статичката состојба на материјалот, каде што честичките немаат релативно движење и нема присутни динамички ефекти.

Во овој случај, φ_0 го претставува аголот на внатрешно триење во статичка состојба и може да се изрази аналитички преку следната релација:

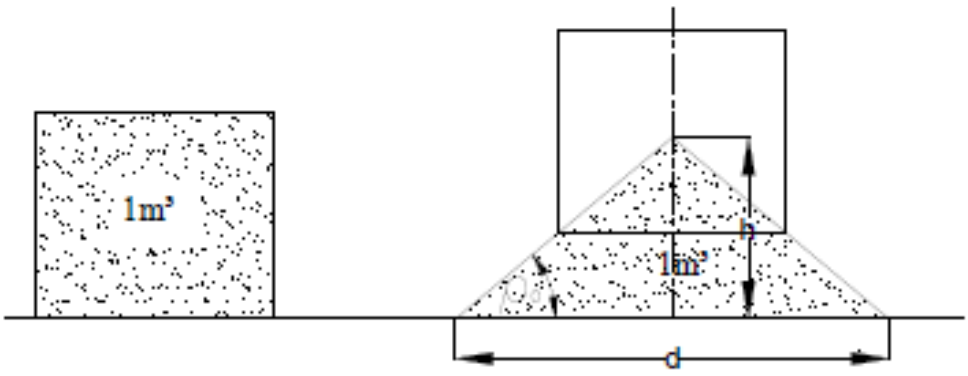
$$tg\varphi_0 \approx \mu_0 \qquad (2.8)$$

Каде што:

$\varphi_0 -$ е максималниот природен агол на мирување (стабилна состојба),

$\mu_0 -$ е статичкиот коефициент на триење помеѓу честичките на материјалот.

Едноставен метод за одредување на аголот φ_0 за грануларен материјал со помали големини на честичките е илустриран на слика 2.6.



Слика 2.6: Одредување на аголот на отфрлање на материјалот
Figure 2.6: Determination of the Material Dumping Angle

Цилиндар без дно со висина од 1 метар и површина на основата од 1 м² се полни со материјалот што треба да се тестира. По полнењето, цилиндарот полека се крева така што материјалот тече слободно и ја добива својата природна форма на куп - обично формирајќи конус. Откако материјалот ќе престане да тече и ќе се стабилизира, страничните површини на конусот формираат специфичен агол со хоризонталната рамнина.

Овој агол претставува φ_0 и може да се пресмета со помош на формулата според G.W. Köhler, каде што h е висината на конусот, а **r** е радиусот на неговата основа:

$$tg\varphi_0 \approx \sqrt{h^3} \qquad (2.9)$$

Волумен на цилиндарот: $V_1 = r_1^2 \cdot \pi \cdot h_1 = 1m^3$

Волумен на конусот: $V_2 = \dfrac{r^2 \cdot \pi \cdot h}{3} = 1m^3$

Од $V_1 = V_2 \rightarrow r_1^2 \cdot \pi \cdot h_1 = \dfrac{r^2 \cdot \pi \cdot h}{3}$

За $r_1^2 - \pi$, површина на основа $= 1m^2$ и висина $h_1 = 1m \rightarrow$ волуменот на цилиндарот е $1m^3$.

Волуменот на конусот - односно волуменот на фрлениот материјал - е исто така: $1m^3$

$$\frac{r^2 \cdot \pi \cdot h}{3} = 1 \text{ соодветно } r^2 \cdot \pi \cdot h = 3 \qquad (*)$$

Од слика 2.6 (на конусот), следува дека:

$$tg\varphi_0 = \frac{h}{r} \text{ соодветно } r = \frac{h}{tg\varphi_0} \qquad (**)$$

Со замена на изразот (*) во изразот (**), добиваме:

$$\frac{h^2}{tg^2\varphi_0} \cdot \pi \cdot h = 3 \rightarrow h^3 \cdot \pi = 3tg^2\varphi_0 \rightarrow tg^2\varphi_0 = \frac{\pi}{3} \cdot h^3 \rightarrow tg\varphi_0 = \sqrt{\frac{\pi}{3}} \cdot \sqrt{h^3}$$

Прифаќајќи дека приближно, е $\sqrt{\dfrac{\pi}{3}} = 1$ (прецизно 1,0233267) се добива конечниот израз:

$$tg\varphi_0 \approx \sqrt{h^3} \qquad (2.10)$$

Искуството покажа дека неселектираниот (некласифициран) материјал формира поголем агол на природно исфрлање од селектираниот материјал.

Односот помеѓу природниот агол на наклон за време на движењето на материјалот и аголот во мирување се изразува со следната релација:

$$\frac{\varphi}{\varphi_0} \approx 0.7 \qquad (2.11)$$

Селектираниот материјал обично има природен агол на исфрлање кој се движи од 35° до 45°. Овој агол е поголем кога материјалот е во мирување и помал кога материјалот е во движење. Просечниот агол φ за некои вообичаени материјали, како што се кршен и сепариран варовник, железна руда и бакарни минерали, е

приближно 37°. За други материјали, вредностите на природниот агол на одлагање - исфрлање се следниве:

- Мекиот јаглен има агол φ кој се движи од 35° до 37°.
- Антрацитот има агол φ од околу 27°.
- Коксот (со парчиња со униформна големина) има агол φ од околу 40°.
- Фин глинест песок има агол φ од околу 37°.
- Чистиот песок има агол φ од приближно 34°.
- Влажниот песок има агол φ од околу 22°.

Природниот агол на наклонот на одлагање, односно способноста на одложените и ископаните материјали да останат стабилни на хоризонтална површина во облик на конус без лизгање странично, зависи не само од големината и обликот на честичките, но исто така и од нивната содржина на влага, особено за грануларни материјали.

Во овој контекст, табела 2.3 ги прикажува вредностите на природниот агол на наклон на одлагање за различни материјали во зависност од нивната содржина на влага.

Табела 2.3: Природен агол на одлагање φ
Table 2.3: Natural angle of the throw φ

Тип на материјал **Material Type**	**СУВ** **Dry**	**ПОЛУВЛАЖЕН** **Wet**	**ВЛАЖЕН** **Moist**
Кршен материјал со различни големини Excavated material of variou sizes	32° – 45°	36° – 48°	30° – 40°
Песок Sand	28° – 35°	30° – 40°	22° – 27°
Глина Clay	40° – 45°	35°	15° – 20°

Природниот агол на наклон на материјалот е аголот формиран помеѓу природните наклони на слободно одложениот материјал и хоризонталната површина. Овој агол може да се подели на два вида: природен агол на наклон на материјалот во мирување (статичен агол на одлагање) и природен агол на наклон на материјалот во движење (динамичен агол на исфрлање).

Статичен агол на одлагање: Овој агол зависи од неколку важни фактори, како што се:

- Содржината на влага во материјалот,
- Набивање,
- Обликот и големината на честичките и
- Подвижноста на честичките.

Овој агол е важен параметар бидејќи се користи за одредување на стабилноста на одлаганите материјали и може да помогне во пресметувањето на капацитетот на опремата за транспорт и складирање.
Динамички агол на одлагање: Овој агол се формира кога материјалот е во движење, како на пример за време на транспорт. Во овој случај, материјалите се подложени на динамички сили од хоризонтални и вертикални вибрации, а динамичкиот агол е помал од статичкиот агол. Степенот на подвижност, исто така, влијае на големината на динамичкиот агол. Материјалите можат да се класифицираат во три категории врз основа на нивната подвижност:

- Лесна подвижност,
- Умерена подвижност и
- Тешка подвижност.

Аголот на статичко одлагање е важен параметар за дизајнирање на транспортна опрема. Со помош на емпириски формули, може да се одреди аголот на наклон на материјалот во движење, што е од суштинско значење за планирањето и управувањето со транспортот на материјали. Важно е да се нагласи дека овој параметар има директно влијание врз обемот на одлаганиот материјал што транспортното возило може да го носи, со што влијае на транспортниот капацитет, како и на дизајнот на механизмите за товарење и истовар.

5. Агол на триење на материјалот на различни површини

Триењето помеѓу материјалите и површините на транспортната опрема значително влијае и врз дизајнот на опремата и врз нејзината техничка функционалност. Аголот на триење се дефинира како агол под кој материјалот почнува да се лизга на наклонета површина, како што се челик, дрво, бетон или гума.

Аголот на триење влијае на наклонот на ѕидовите на бункерот, како и на аголот на наклон во однос на хоризонталата кај одредени транспортери - на пример, кај бесконечни лентести транспортери. Слично на природниот агол на наклон, разликуваме помеѓу:

- Аголот и коефициентот на статичко триење (ρ_0, μ_0),
- Аголот и коефициентот на динамичко триење (ρ, μ).

Слично како и во претходниот случај, овде мора да направиме разлика помеѓу аголот на триење и коефициентот кога материјалот е во движење (ρ, μ) и во мирување (ρ_0, μ_0). Вредностите на соодветните коефициенти се одредуваат врз основа на аголот на триење ρ според соодветните равенки:

$$tg\,\rho = \mu \quad \textbf{И} \quad tg\,\rho_0 = \mu_0 \qquad (2.12)$$

Статичкиот агол на триење ρ_0 помеѓу материјалот и челикот генерално е поврзан со природниот агол на одлагање на материјал φ_0 со нееднаквоста: $\rho_0 \leq \varphi_0$.

Рудите, карпите и сличните материјали се лизгаат преку челичните површини под агли од 15° до 20°, а преку дрвените и бетонските површини под агли помеѓу 38° и 40°. Јагленот се лизга преку челична плоча под агол од околу 18°, а преку дрво и бетон околу 35°. Антрацитот се лизга преку челик под агол од приближно 16°, преку дрво под 35° и преку бетон под агол од околу 27°. Кога дрвото е грубо исечено, а бетонот е мазен, аголот на триење е приближен до оној на челичната плоча. Аголот на триење е исто така значително под влијание на финиот, влажен материјал. Затоа, потребно е да се проверуваат овие агли од случај до случај. Во пракса, олуците за јаглен, камен и руда се конструираат со агол на наклон од 45° во однос на хоризонталата, додека поголем дел од финиот материјал го зголемува овој агол. За материјали чувствителни на фрагментација и кршење, потребно е експериментално да се одреди минималниот агол на лизгање.

6. Абразивност на карпестите материјали

Абразивноста на карпите е дефинирана како нивна способност да ги абат - оштетуваат површините на транспортната опрема и деловите за абење на машините за ископување, како што се забите на корпите на багерите. Оваа карактеристика е клучна во дизајнирањето и изборот на материјали за компоненти изложени на абење и абразија.

Степенот на абразивност е важен показател во дизајнирањето и изборот на материјали за компоненти изложени на абење и зависи од низа фактори, вклучително и:

- Обликот, цврстината и големината на минералните зрна.

Абразивноста се мери со утврдување на количината на материјал изгубен од стандарден цилиндар во одреден период под стандардизирани лабораториски услови. Единицата за мерење е масовна загуба, изразена во милиграми (mg).

За практични цели и класификација, се користи системот за класификација на Барон. Овој систем ги групира материјалите засновани на количината на маса изгубена од стандардниот цилиндар. Податоците се прикажани во табела 2.4, што ги специфицира опсезите за секоја категорија на абразивност, кои се движат од многу ниско до многу високи.

Табела 2.4: Класификација на карпите според нивото на абразивност
Table 2.4: Classification of rocks according to the degree of abrasiveness

Степен на абразивност Degree of Abrasivity		**Индекс на абразивност (mg) Index of brasivity a (mg)**	**Карктеристика на карпите Characteristic Rocks**
I	Карпа со исклучително слаба абразивност Rock with extremely low abrasiveness	До 5 Up to 5	Калцитни карпи, мермер, сулфури без кварц, камена сол Limestone, marble, quartz-free sulfides, rock salt
II	Слабо абразивна карпа Slightly abrasive rock	5-10	Сулфурни руди, баритни руди во глинасти формации Sulfur ores, barite ores, argillite
III	Умерено абразивна карпа More or less abrasive rock	10-18	Серпентинит, кварцни пукнатини, железни руди, калцитни карпи, кварцити Serpentinite, quartz sandstones, iron ores, limestones, quartzites
IV	Карпа со средна абразивност Rock with medium abrasiveness	18-30	Дијабаз со зрнеста структура, пирит со груби зрна, зрнести магматски карпи Diabase coarse-grained, pyrite coarse-grained, igneous rocks coarse-grained
V	Многу абразивна карпа Very abrasive rock	30-45	Кварцни пукнатини, Диорит Quartz sandstones, Diorites
VI	Карпа со зголемена абразивност Rock with increased abrasiveness	45-65	Магматски карпи, силициран гнејс Igneous rocks Silicified gneiss
VII	Карпа со висока абразивност Highly abrasive rock	65-90	Гранит, Сиенит Granites, Syenites
VIII	Исклучително абразивна карпа Extremely abrasive rock	>90	Карпи со корунд Corundum rocks

Дебелината на гумената заштитна обвивка на подвижните ленти треба да се утврди според нивото на абразивност на транспортираните карпести материјали за да се обезбеди оптимална издржливост и долговечност на системот за транспортните ленти. Стандардните препораки за дебелина на облогата се следниве:

- За карпи со мала абразивност: 4-6 мм
- За карпи со средна абразивност: 6-8 мм
- За карпи со висока абразивност: 8-12 мм

Во случаи на високо абразивни материјали, од суштинско значење е да се зајакнат или обложат каросериите на камионите и површините за истовар на транспортни ленти со вештачки материјали за да се спречи прекумерно абење.

Хидрофизички својства на карпите

Меѓу сите хидрофизички својства што влијаат врз транспортот на материјалите, најважни се апсорпцијата и задржувањето на вода, кои се тесно поврзани. Како резултат на овие процеси, карпестите материјали можат да го зголемат својот волумен до 50 %, како што е случајот со глината. Овој феномен претставува значителен предизвик за време на товарењето, транспортот и складирањето на карпестите маси, бидејќи промените во содржината на влага можат да предизвикаат ненадејни варијации во волуменот и масата, што го отежнува и го прави ракувањето и транспортот понебезбеден.

Содржината на влага во материјалите во растресена состојба, претставува однос помеѓу масата на вода и масата на цврстите честички и обично се изразува како процент. Овој параметар зависи од способноста на материјалот да апсорбира вода, карактеристика на која првенствено влијае минералниот состав на материјалот во рефус. Во нивната природна состојба, повеќето карпи и минерали содржат течна фаза, т. е. вода, која игра важна улога во физичката состојба на материјалите. Влажноста, според тоа, се однесува на количината на хемиски неврзана вода што или создава празнини помеѓу цврстите честички на материјалот или ги пополнува тие празнини. Процентот на влага се одредува според односот на количината на вода испарена на $105\ ^{\circ}C$, $(G_n - G_{th})$ кон сувата тежина на карпата (G_{th}), според формулата:

$$W_A = \frac{G_n - G_{th}}{G_{th}} \cdot 100\% \qquad (2.13)$$

Каде:

- $G_n -$ тежина на примерокот со природна содржина на влага,
- $G_{th} -$ тежина на примерокот сушен на температура од $105 - 110^{\circ}C$.

Друг важен аспект поврзан со апсорпцијата на вода од карпестите материјали е ширењето на материјалот на самото место во рамките на рударските работи, како што се подовите, таваните или страничните ѕидови на рударските простори. Овој феномен може да предизвика значителни проблеми со одржувањето на овие области, како и на транспортните правци, како што се железничките пруги и затворените лентести транспортери. Ширењето на влажни и меки материјали како глина на подовите на транспортните правци директно влијае на леснотијата на движење на возилата со гуми. Овој ефект се должи на намалувањето на меѓусебното блокирање помеѓу гумата и подлогата, што ја намалува силата на зафаќање на гумите на коловозот.

Со оглед на овој феномен, тој ја намалува силата на зафаќање на материјалот од страна на корпата за товарење за време на операциите на товарење и ја влошува способноста на транспортните возила да го надминат отпорот, особено за време на движење по нагорнина. Понатаму, ова води до зголемени напрегања и абење на транспортната опрема, што следствено ја

зголемува потрошувачката на гориво и ја намалува целокупната оперативна ефикасност.

Во врска со пропустливоста на вода на почвата или наслагите што можат да се појават во овие простори, анализата на коефициентот на пропустливост на вода (k) е од суштинско значење. Според механичките лабораториски тестови извршени од лабораторијата LEAG, коефициентот на водопропустливост за неколку видови материјали е како што следува:

- Откривка (сива и жолта глина) $k = 4 \cdot 10^{-10} \div 2.6 \cdot 10^{-11}$
- Зелена глина (подни слоеви) $k > 4 \cdot 10^{-11}$

Овој коефициент ја претставува пропустливоста на водата низ различни материјали и служи како важен индикатор за оценување на влијанието на влагата врз транспортот и складирањето на таквите материјали. Тој е исто така критичен параметар во дизајнот на транспортни системи и опрема што мора да работи на терени карактеризирани со различна содржина на влага и предизвикувачки услови на почвата.

Адхезија на материјалот како функција на содржината на влага

Еден од придружните феномени на присуство на влага во карпите што често се смета за многу неповолен е адхезијата на материјалот. Овој термин се однесува на тенденцијата на материјалот да се лепи на различни површини на рударската опрема, како што се sидовите на корпата, забите, транспортните ленти и барабаните на транспортерите со лента, платформите за камиони и корпа на товарачите.

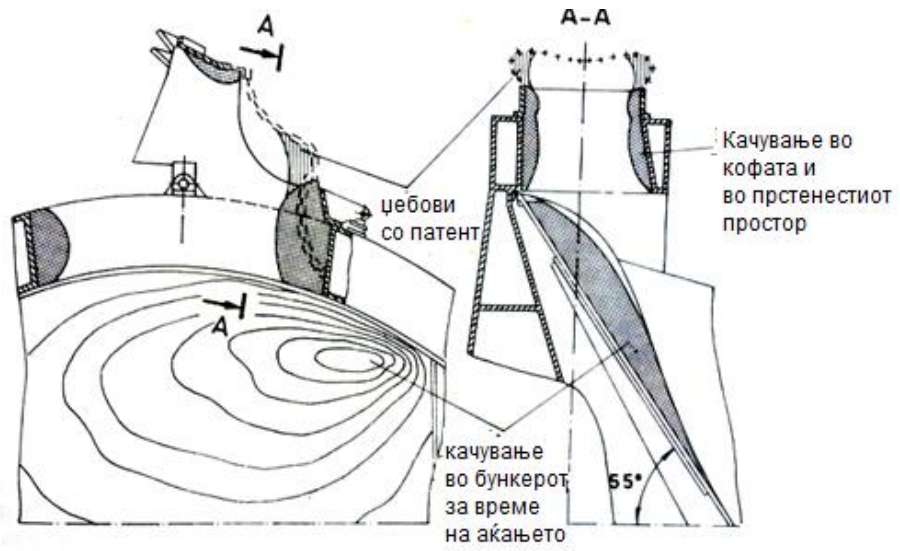
Адхезијата има негативно влијание врз оперативните процеси со намалување на ефикасноста на опремата, зголемување на потрошувачката на енергија или, почесто, придонесувајќи за двете. За да се ублажи овој ефект, се препорачува употреба на заштитни премази што не лепат, како и ефикасни системи за чистење што спречуваат акумулација на залепен материјал.

За време на ископувањето на меки карпи со отпорност на кршење од приближно $k_F = 0.5 MPa$, адхезијата може значително да влијае на перформансите на багерите и транспортните системи – вклучувајќи корпи, хранилки, бункери за пренос и транспортни ленти. Студиите покажаа дека глинените материјали покажуваат највисоки нивоа на адхезија, со вредности што достигнуваат до $0{,}08\ MPa$ во опсег на содржина на влага од 25 % до 70 %.

Под такви услови, интензивна адхезија на материјалот се забележува на внатрешните површини на корпата на багерот и на приемните бункери и на сите вртечки делови. Дизајнот и распоредот на овие компоненти во рамките на роторот имаат клучна улога во степенот на адхезија. Кај механизмите за напојување со двоен барабан, големите и речиси хоризонтални странични површини на приемниот бункер овозможуваат продолжено движење на материјалот, што резултира со поинтензивна адхезија (слика 2.7).

Спротивно на тоа, механизам за напојување со еден барабан со поголем дијаметар на барабанот и помал приемен отвор, затоа со помали странични

површини, има тенденција да го намали степенот на адхезија на материјалот. Овој феномен станува уште поизразен во корпата на самиот багер, каде што интензитетот на адхезија е значително поголем поради директната интеракција со материјалот за време при товарање на материјалот. Честа појава за време на процесот на товарање е потребата од чистење на корпата на багерот, што честопати бара прекин на работата во секоја смена. Овој процес обично се изведува рачно и, во зависност од степенот на адхезија на материјалот и големината на багерот, може да трае до два часа. Оваа адхезија има двојно влијание: прво, го намалува капацитетот на багерот поради намалениот ефективен волумен на корпата; второ, негативно влијае на оперативниот временски рок со тоа што бара прекини за чистење на корпата.



Слика 2.7: Адхезија на материјалот и формирање џебови
Figure 2.7: Athesion the material and creating pockets

Експериментите спроведени досега за присилно чистење на корпа не дадоа задоволителни резултати. Главните мерки што се спроведуваат за намалување на адхезијата на материјалот вклучуваат употреба на корпа со флексибилно дно, обично со употреба на синџири. Сепак, материјалот сè уште може да се залепи на страничните ѕидови на корпата, каде што синџирите, кога висат над овие чувствителни области, може да ја изгубат својата ефикасност. Покрај тоа, тие можат да создадат „џебови“ што заробуваат дел од материјалот, кој не може да се ослободи во зоната на испуштање, туку се испушта преку работното тркало. Процентот на материјал изгубен на овој начин може да достигне до 20 %. Кога синџирите се претерано долги, тие се судираат со секторот што се затвора за време на испуштањето и со камењата за време на полнењето на корпата, што доведува до зголемено абење на синџирот и поголема потрошувачка на електрична енергија.

Адхезијата на материјалот (својство на лепливост) е последица на природната тенденција на материјалите да формираат кохезивни врски со други честички. За да се минимизира овој феномен, се препорачува параметрите на

дизајнот на корпата да обезбедат лизгање на материјалот без дополнително набивање, што се постигнува преку соодветно димензионирани корпи што овозможуваат ефикасно испуштање за време на ископот без дополнителна компресија. Врз основа на горенаведеното, може да се формулираат фундаментални барања што дизајнот на корпата мора да ги задоволи за ископ на лепливи карпи:

Површините на телото на корпата и дебелината на потпорниот прстен на металната структура на работното тркало - ротор, чии празнини природно ја продолжуваат корпата, треба да се минимизираат за да се намали веројатноста за лепење на материјалот и да се олесни полесно испуштање на материјалите.

Лепливоста на материјалот на страничните површини на бункерот не само што создава услови за затнување на агрегатите за претовар, туку придонесува и за абење на транспортната лента. Континуираното работење на стругалките за лента под такви услови, кое трае 7-14 часа, може да доведе до отстранување на основата на лентата и потребно обновување на нејзината обвивка. И покрај присуството на уреди за чистење, лепењето на материјалот на транспортните ленти резултира со истурање на материјал, со просечен интензитет до 0,0033 м³ на метар на час за време на транспортот на глинести карпи и 0,0011 м³ на метар на час за време на транспортот на јаглен. До денес, не е развиена доволна и ефикасна опрема за чистење на транспортните ленти. Употребата на механизми за собирање на истурен материјал по транспортните патишта е комплицирана, особено кога празната гранка на лентата е позиционирана на ниско ниво, како и кај скалестите транспортери и регалери поради поставувањето на шините на железничката пруга. Намалувањето на истурањето на материјалот може да се постигне со превртување на празната гумена лента.

Влијанието на недоволна сила на сечење

Ако силата на сечење на работното тркало е доволна за специфичниот тип на карпа, тогаш таа не може да биде причина за намалување на капацитетот или запирање на работата. Доволна сила на сечење се дефинира како сила развиена за сечење на максималната дебелина на струготините под нормално оптоварување на моторот на работното тркало. Ако силата на сечење е недоволна за ископ на карпа, додека елементите за сечење се прилагодени на достапната сила на сечење, ќе се појави намалување на техничкиот капацитет; сепак, ова нема да предизвика запирање на багерот. Запирање на работата поради недоволна сила на сечење ќе се случи само кога работната технологија е неправилно прилагодена, што доведува до преоптоварување на моторот, што може да предизвика оштетување на работното тркало.

1. Транспортност на јаловите карпести маси

Транспортноста на карпите, или нивната соодветност за транспорт, претставува технолошко својство на откривните карпи и може да се изрази преку релативниот индекс на транспортност Tb, кој се базира на следните претпоставки:

а) За време на транспортот на материјали во површинските рудници, карпите претрпуваат поместување и промени во нивната физичка состојба за време на фазите на подготовка, ископ и товарење како резултат на лизгање, мешање итн. Следствено, се менуваат и низа други својства, директно влијаејќи на нивната транспортност (т. е. олеснување или комплицирање на процесот на транспорт).

б) Изборот на транспортна опрема е директно под влијание на стапката на искористување на нивниот геометриски волумен и нивото на абење на овие машини. Дополнително, примарните фактори што влијаат на овој избор се масата на маса, отпорноста на смолкнување и гранулометрискиот состав на карпите.

в) Еден од главните фактори што влијаат на тенденцијата на карпите да се лепат и замрзнуваат е содржината на глинени честички.

Врз основа на овие претпоставки, индексот на транспортност Tb се пресметува со користење на емпириската формула дадена од Немања Поповиќ во книгата „Научни основи на проектирање на површински коп“:

$$T_b = 0.6 \cdot \rho_{mf} + 5 \cdot a_{mes} \cdot A + 20 \cdot W \cdot n \cdot B \cdot C \qquad (2.14)$$

ρ_{mf} – Густина на масата на материјалот во цврста состојба, [t/m³], a_{mes} – Просечен дијаметар на фрагментите од карпата во транспортната опрема [m].

$$A = 1 + 0.001 \cdot \tau_p$$

τ_p – Смикава цврстина на интактни примероци од транспортираниот материјал [N/cm²], W – Содржина на влага во карпестата маса [%], n – Содржина на глинени честички [%].

$$B = 1 + \log(1 - T)$$

T – Времетраење на транспортот [h],

$$C = (1 - 0.025t)$$

t – Температура на воздухот $(°C)$, се зема предвид само кога $t \leq 0°C$.

Според вредноста на индексот на транспортност T_b, сите карпи се класифицирани во пет категории:

Класа I, $T_b \leq 2$ – Многу лесно за транспорт, Класа II, $2 < T_b \leq 4$ – Лесно за транспорт, Класа III, $4 < T_b \leq 6$ – Умерено лесно за транспорт, Класа IV, $6 < T_b \leq 8$ – Тешко за транспорт, Класа V, $8 < T_b \leq 10$ – Многу тешко за транспорт.

Карпите со индекс на транспортност $T_b \geq 10$ не спаѓаат во класификацијата. Железничкиот транспорт се смета за рационален за карпи со $T_b \leq 10$, камионскиот транспорт за $T_b \leq 8$, додека транспортот со лента за транспорт се применува на ситно кршен карпест материјал со индекс на транспортност од $T_b \leq 4 \div 5$. Во табела 2.5 е дадена соодветноста на користењето на специфични транспортни средства според индикаторот на соодветност.

Табела 2.5: Видови транспорт според индексот на транспортност
Table 2.5: Types of transport depending on the transportability indicator

Тип на транспорт Type of transport	**T_b**	**Просечен дијаметар на фрагментот $a_{mes}\,(mm)$ Average piece diameter $a_{mes}\,(mm)$**	**Својства на карпестиот материјал Properties of rock material**
Хидрауличен Hydraulic	≤4	≤100	Фин материјал кој не се распаѓа во вода, а влагата не влијае на процесот A friable material that does not decompose (break down) in water and moisture does not disrupt the process
Пневматски Pneumatic	≤4	≤100	Фин сув материјал без лепливи својства A friable, moisture-free material that does not possess the property of adhesion.
Лентест транспортер With conveyor belt	≤6	≤300÷400	Фини карпи со ниска содржина на глина и вода (може да биде потребно претходно дробење) Friable rocks with low clay and water content (with the need for prior crushing)
Скрепер Транспортер With scraper conveyor	≤6	≤1000	Фини карпи со ниска содржина на глина Friable rocks with low clay content
Транспорт со камиони By trucks	≤8	≤1500	Сите фини карпи, или растресити или здробени All loose, collapsed or broken rocks

Индексот на транспортност на карпите е функционална зависност од клучните влијателни параметри, $a_{mes}, \rho_{mf}, \tau_p, W, n.\mathrm{T}$, што значи за оние кои,

$T_b = f(a_{mes}, \rho_{mf}, \tau_p, W, n.T)$, под специфичните услови на површинска експлоатација на наоѓалиштето Сибовц, ги имаат следниве просечни вредности:

$\rho_{mf} = 1.75\left[t/m^3\right]$ $W = 20\%$

$a_{mes} = 0.3[m]$ $n = 35\%$

$\sigma_p = 450\left[N/cm^2\right]$ $T = 0.43[h]$

Просечната вредност на индексот на транспортност, пресметана врз основа на просечните вредности на влезните параметри, е:

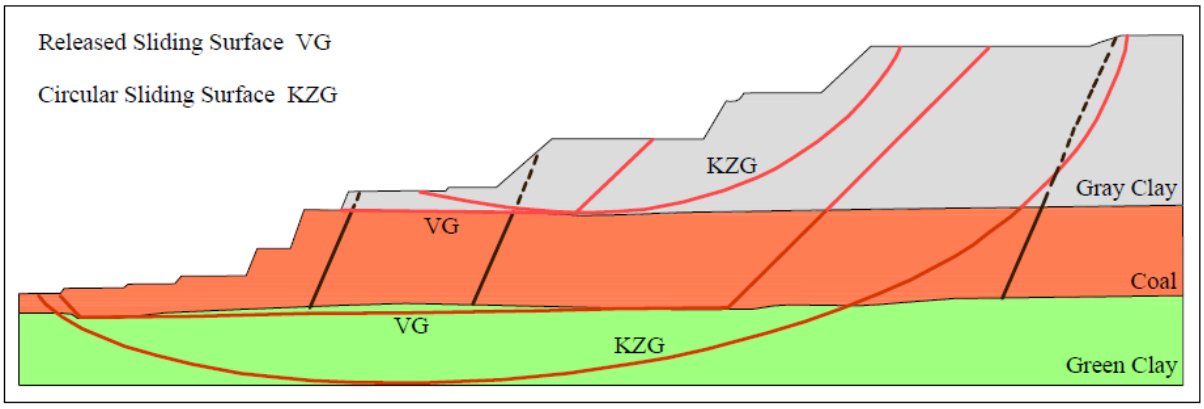
$T_b = 0.6 \cdot 1.75 + 5 \cdot 0.4 \cdot (1 + 0.001 \cdot 450) + 20 \cdot 0.20 \cdot 0.3 \cdot [1 + \log(1 - 0.43)] \cdot (1 - 0.025 \cdot 0)$

$= 3.56$ што значи дека откривката во ова рудно поле спаѓа во групата карпи со средна транспортност. За вакви карпи, рационални методи за транспорт се лентести транспортери и камионски транспорт.

Денес, во површинските рударски операции низ целиот свет, се користат разни машини со голем капацитет, вклучувајќи роторни багери со корпа со часовен капацитет до 42 000 m³, багери со лопата со волумен на корпата што надминува 45 m³, багери со влечна лента (дреглајни) со волумен на корпата до 120 m³, камиони со самостојно исфрлање со капацитет на оптоварување над 350 тони и лентести транспортери со ширина до 3200 mm.

2.9. Методи за пресметување на стабилноста на наклонот во површинското рударско поле Сибовц

Потребните пресметки за статичката стабилност на косините и системите на косини на површинскиот коп, под геолошките услови на таложење на локацијата, се извршени со користење на методи базирани на статичката рамнотежа на лизгачкото тело. Тие вклучуваат метод на Бишоп (за кружни цилиндрични и полигонални лизгачки површини) и метод на блоковско преградување (имплементиран во интерниот софтвер на LEAG). За споредба, методите на Бишоп и Крej/Брет (за кружни цилиндрични лизгачки површини) се применуваат и во пресметката на статичката стабилност.



Слика 2.8: Принципна шема на пресметка на статичката стабилност на падините
Figure 2.8: Principle scheme of of Static Stability Calculation of Slopes

Пресметката на статичката стабилност на наклоните формирани од рударските активности во површинскиот коп ги зема предвид и кружните цилиндрични површини на лизгање (KZP) и геолошки формираните рамнини - веројатно полигонални површини - базирани на ослабени зони (VG) во рамките на кохезивните слоеви на откривката и карпестата подлога (слика 2.8). Доколку локацијата и ориентацијата на пукнатините во лигнитната обвивка и геолошките лизгања во откривката се познати, тие не се вклучени во пресметките на статичката стабилност на наклонот.

Стабилноста на косините и системите на косини зависи од геометријата на јамата и се проценува врз основа на факторот на безбедност Ks. За да се обезбеди безбедно работење и од геотехничка и од производствена перспектива во површинската експлоатација, факторите на безбедност презентирани во следната табела се сметаат за неопходни за обезбедување на механичка стабилност на косините со специфични функции. Мора да се земе предвид дека избраниот фактор на безбедност првенствено е определен од познатите геолошки и хидролошки услови, како и од параметрите добиени од механичките тестови, без разлика дали се статистички валидни или не. Колку е поточно знаењето за специфичниот објект, толку е помал факторот на безбедност што разумно може да се избере.

Може да се изберат и различни вредности на факторите на безбедност во зависност од видот на косините - без разлика дали станува збор за работни косини за истражување експлоатација, косини за депонии или завршни косини на јамата. Во многу случаи, пониски фактори на безбедност може да бидат прифатливи ако косините во напредните етажи што се користат за експлоатација или отстранување на преоптоварување се привремени и имаат краток век на траење. За да се обезбеди безбедно и економски одржливо работење на површинскиот коп, треба да се применат факторите на безбедност прикажани во табела 2.6.

Табела 2.6: Минимални дозволени вредности на факторите на безбедност според типот на наклон
Table 2.6: Minimum allowed values for safety coefficients according to slope type

Тип на наклон **Types of slopes**	**Фактор на безбедност, Fs** **/ Factor of safety Fs**
Индивидуални косини на етажи Slopes of individual benches	$F_s \geq 1.0$
Системи со делумен наклон Partial slope systems	$F_s \geq 1.20$
Системи за финален наклон Final slope systems	$F_s \geq 1.30$
Косини во близина на критична инфраструктура Slopes near capital structures	$F_s \geq 1.40$ (патишта, реки, згради, главна опрема во рударство) $F_s \geq 1.40$ (roads, buildings, major mining equipment)

2.9.1. Геомеханички параметри на јачината на смолкнување на почвата

Геоматеријалите можат да пропаднат или во напнатост или во смолкнување; Сепак, во повеќето проблеми од областа на геотехника, првенствено се смета за неуспех на смолкнување. Јачината на смолкнување се мобилизира по секоја рамнина со кохезија и внатрешниот агол на триење, кои заедно се нарекуваат параметри на јачината на смолкнување. Ако во еден момент по дадена рамнина, јачината на смолкнување станува еднаква на граничната цврстина на смолкнување за таа рамнина, тогаш геоматеријалите ќе пропаднат во тој момент, што резултира со големи деформации на смолкнување. Делот од геоматеријалната маса од едната страна на оваа рамнина, наречена рамнина на неуспех, ќе се лизне во однос на другиот дел, предизвикувајќи колапс на геоматеријалната структура. Параметрите на јачината можат да се утврдат со мерења на терен или во лабораторија.

Во практиката на механиката на почвата, за експериментална студија за јачината на смолкнување на почвата (c и ϕ) се користат лабораториски тестови. Двата најчести типа на опрема за одредување на јачината на почвата или отпорноста во лабораторијата се: директно смолкнување и триаксијален апарат. Почвите, како трифазни системи, во нивната природна состојба, во повеќето случаи се хетерогени, анизотропни и нееластични материјали, што значи дека дури и за ист вид на тестови на почва, лабораториски и терени можат да дадат различни вредности за нивната јачина на смолкнување или отпорност.

Поради оваа причина, следно ќе се фокусираме на конструирање на статистичкиот модел за анализа и обработка на статистичката низа на двата главни параметри на јачината: кохезија (c) и внатрешен агол на триење (ϕ).

Од рударската практика при експлоатација на лигнит во косовскиот слив, забележано е дека стабилноста на косините на етажите во преоптоварувањето е случајна променлива затоа што формациите на оптоварување се хетерогени, анизотропни и нееластични. Ова подразбира дека резултатите добиени од лабораториските тестови се променливи случајни вредности што спаѓаат во широк опсег.

Статистиката, во рударското инженерство, се користи за проценка на непознати параметри на населението преку анализа на собрани примероци. Како наука се занимава со методи за собирање, обработка и анализирање на податоците, со главна цел за вадење генерализирани и корисни информации за студираниот имот, засновани врз собраните и анализирани податоци.

Земајќи ја предвид темата адресирана со оваа работа, проучувањето на стабилноста на системите за косини формирани како резултат на операции во рударство на површински коп на лигнит, следува дека главните задачи што треба да се решат во рамките на нејзинате обврски може да се опишат на следниов начин:

- Евалуација на параметрите на јачината на смолкнување на почвите (c,ϕ) како случајни променливи;

- Третман на методологии за спроведување на лабораториски тестови, како и идентификација на потребната опрема за тестирање на јачината на смолкнување на почвата;
- Изградба на статистички модел заснован врз резултатите добиени од лабораториски тестови;
- Одредување на интервали на доверба за резултатите од тестот на почвата од лабораториските тестови, како и потребната големина на примерокот за утврдување на јачината на смолкнување на почвата со посакувано ниво на сигурност.

Резултатите добиени со примена на најпознатите лабораториски методи за утврдување на карактеристиките на јачината на сечење на почвата се користат за да се пронајде законот за дистрибуција на случајните променливи c и ϕ, кои земаат вредности на различни точки од бесконечниот сет на геозонот ω (поле Шибовци). Од овој геозон, конечен број на елементи (примероци) се разликуваат со договор, кој се нарекува избор, овозможувајќи ја студијата и проценката на одредени механички својства.

Од статистичка гледна точка, проучувањето на кое било својство на карпестите формации започнува со статистичка популација која, во случај на минерално наоѓалиште, одговара на самото наоѓалиште. Во меѓувреме, изборот го претставува бројот на тестови избрани од оваа популација. Теоретската основа за анализа на резултатите од тестовите за смолкнување на почвата е теоријата на веројатност и математичката статистика.

Важно е да се нагласи дека секој тест направен од геозона е елемент на селекцијата. Преку конструкцијата и анализата на оваа селекција, можат да се извлечат заклучоци за параметрите на стабилност c и ϕ, како и нивната проценка за целата соодветна геозона, соодветно за наоѓалиштето Шибовци.

Во оваа студија, ќе биде разгледан пример за обработка на податоци добиени од лабораториски испитувања на смолкнување на откриените почви од слојот лигнит на наоѓалиштето Шибовци, за различни нормални напрегања. Исто така, ќе бидат анализирани резултатите од статистичката обработка на овие испитувања.

За експериментално проучување на параметрите на стабилност на глините што го сочинуваат откривката на слојот лигнит, од резултатите од тестовите на примероци земени случајно, се формираат конечни селекции, соодветно статистички низи со n вредности:

$\Omega_c = \{c_1, c_2, ..., c_n\}$, соодветно $\Omega_\phi = \{\phi_1, \phi_2, ..., \phi_n\}$.

Од просекот на податоците добиени од лабораториските тестови спроведени на *n* примероци, мора да се утврдат вредностите на математичките очекувања μ_c и μ_ϕ, како и варијансите σ_c^2 и σ_ϕ^2 на случајните променливи c и ϕ.

Меѓу многуте закони за распределба со два параметра (μ_c, μ_ϕ и $\sigma_c^2, \sigma_\phi^2$), стандардниот закон што најчесто се користи за веројатносна евалуација на геомеханичките параметри на отпорност на смолкнување на глините е Гаусовиот

закон или нормалниот закон за распределба на случајни променливи, кој исто така ќе биде применет во оваа дисертација. Се претпоставува дека вредностите на случајните променливи можат да се движат од $-\infty$ до $+\infty$, додека параметрите на отпорност на почвата можат да варираат во ограничен опсег, што значи дека се прифаќаат само позитивни вредности од 0 до $+\infty$. Оваа околност не е значајна за повеќето глинени почви, чии параметри на отпорност се далеку над нула.

Постојат различни теории за цврстината на смолкнување на почвата поради постоењето на различни методи за одредување на карактеристиките на цврстината. Следствено, во пракса се користат различни дизајни на уреди за тестирање на смолкнување, вклучувајќи ги и оние опремени со автоматизирани системи за евидентирање на деформациите на примероците од почвата, како и за мерење на притисокот на водата во порите. Резултатот од секој тест на смолкнување е збир на вредности на преостаната цврстина на смолкнување и соодветниот нормален напон по должината на рамнината на смолкнување. Линеарната врска што најчесто се користи е математичката врска помеѓу нормалните напрегања σ и тангенцијалните напрегања $\tau -$ познат како Кулонов закон, чии константи c и $tg\phi$ се параметрите на цврстината на смолкнување на почвата:

$$\tau = c + \sigma \cdot tg\phi \qquad (2.15)$$

Во геотехниката, потребно е да се осигура дека смолкнувањето на кој било елемент од наклонот на почвата во рамките на почвената маса е помало од смолкнувањето на почвата поделено со факторот на безбедност. Вообичаено, Кулоновиот закон се изразува преку ефективни нормални напрегања $\sigma' = \sigma - u$ на следниов начин:

$$\tau_f = c' + \sigma' \cdot tg\phi' = c' + (\sigma - u) \cdot tg\phi' \qquad (2.16)$$

$c' -$ Вредноста на ефективната кохезија на почвата, $\phi' -$ Ефективниот агол на внатрешно триење, $u -$ Притисокот на водата во порите на почвата.

Во исто време, остануваат некои прашања во врска со одредувањето на пресметаните вредности на параметрите на цврстината на почвата. Едно од овие прашања се јавува за време на обработката на резултатите од тестот за смолкнување со користење на консолидиран дрениран (CD) тест на глинени примероци. Суштината на проблемот е што во некои случаи се добиваат негативни пресметани вредности на специфичната кохезија на почвата (меѓугрануларно поврзување), што е природно спротивно на концептот на цврстина. Се разбира, во оваа ситуација, можно е едноставно земање нулта вредност за специфичната кохезија - ова поедноставување често се користи во пракса. Сепак, се чини корисно да се проучи ова прашање подетално, бидејќи овие тестови се широко применети и случаите на добивање негативни пресметани вредности за специфична кохезија не се изолирани.

Да разгледаме пример за обработка на податоци од серија директни тестови на смолкнување извршени на цилиндрични примероци земени од

глинената маса што го покрива слојот лигнит во наоѓалиштето Сибовц. Десет тестови на смолкнување беа извршени под нормални напрегања $\sigma_i = 100kPa$; $200kPa$; $300kPa$. Вкупно беа спроведени 30 експерименти $(n = 30)$. Табелата 2.7 ги прикажува експерименталните вредности добиени за границите на смолкнување (тангенцијални) напрегања максимум τ_i.

Според овој метод, за множеството експериментални точки на податоци $M_i(\sigma_i, \tau_i)$, $i = 1,2,...,30$ ($t =$ Студентска табела на распределба), се добиваат стандардните вредности на параметрите на цврстината на почвата на смолкнување, c_n и $tg\phi_n$, соодветно. Овие параметри ја дефинираат цврстината на смолкнување на почвата (линија за вклопување), изразена со равенката:

$$\tau_{i\max} = \sigma_i \cdot tg\phi_n + c_n \qquad (2.17)$$

И се одредуваат според формулите:

$$c_n = \frac{\sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \sum_{i=1}^{n}\sigma_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sigma_i}{n\sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n}\sigma_i\right)^2} \qquad (2.18)$$

$$tg\varphi_n = \frac{n\sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sigma_i - \sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\sigma_i}{n\sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n}\sigma_i\right)^2}$$

Табела 2.7: Експериментални и теоретски вредности на граничните смолкнувачки напони

Table 2.7: Experimental and theoretical values of limiting shear stresses

Број на пробата/ Test number	σ_i *kPa*	τ_i *kPa*	σ_i^2 *kPa*	$\sigma_i \cdot \tau_i$ *kPa*	τ_{im} *kPa*	$(\tau_{im} - \tau_i)$ *kPa*
1	100	16.6	10000	1660	32.376	15.786
2	100	19	10000	1900	32.376	13.386
3	100	44.6	10000	4460	32.376	-12.214
4	100	37.3	10000	3730	32.376	- 4.914
5	100	48.6	10000	4860	32.376	- 16.214
6	100	38.3	10000	3830	32.376	-5.914
7	100	29	10000	2900	32.376	3.086
8	100	29.6	10000	2960	32.376	2.786
9	100	33.3	10000	3330	32.376	- 0.914
10	100	34.7	10000	3470	32.376	- 2.314
11	200	84	40000	16800	58.676	-25.324
12	200	65	40000	13000	58.676	- 6.324
13	200	25	40000	5000	58.676	33.676
14	200	84	40000	16800	58.676	- 25.324
15	200	66.6	40000	13320	58.676	- 7.924
16	200	40	40000	8000	58.676	18.075
17	200	54.2	40000	10840	58.676	4.476

18	200	53.2	40000	10640	58.676	5.476
19	200	56.6	40000	11320	58.676	2.076
20	200	64.6	40000	12920	58.676	- 5.924
21	300	73.9	90000	22170	84.976	11.066
22	300	79.1	90000	23730	84.976	5.866
23	300	93	90000	27900	84.976	- 8.134
24	300	125.1	90000	37530	84.976	- 40.134
25	300	90	90000	27000	84.976	- 5.034
26	300	94.8	90000	28440	84.976	- 9.834
27	300	46.4	90000	13920	84.976	38.566
28	300	80.8	90000	24240	84.976	4.886
29	300	60	90000	18000	84.976	24.886
30	300	99.9	90000	29970	84.976	- 15.014
	$\sum\sigma_i =$ 6000	$\sum\tau_i = 1760.28$	$\sum\sigma_i^2 =$ 1400000	$\sum\sigma_i\tau_i =$ 404640	$\sum\tau_{im} = 1760.28$	$\sum(\tau_{im} - \tau_i) = -7.36$

Со замена на вредностите од табела 2.7 во равенките (2.18), добиваме:

$$c_n = \frac{\sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \sum_{i=1}^{n}\sigma_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sigma_i}{n\sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n}\sigma_i\right)^2} = \frac{1760.28 \cdot 1400000 - 6000 \cdot 404640}{30 \cdot 1400000 - (6000)^2} = 6.092$$

$$tg\varphi_n = \frac{n\sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sigma_i - \sum_{i=1}^{n}\tau_i \cdot \sum_{i=1}^{n}\sigma_i}{n\sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n}\sigma_i\right)^2} = \frac{30 \cdot 404640 - 6000 \cdot 1760.28}{30 \cdot 1400000 - (6000)^2} = 0.263$$

$tg\varphi_n = 0.263 \Rightarrow \varphi_n = 14.73$ (*степени*)

Со користење на стандардните вредности на параметрите на цврстината на почвата $tg\varphi_n$ и c_n можеме да ги пресметаме или предвидиме теоретските вредности на максималните тангенцијални (гранични) смолкувачки напони, $\tau_{i\max}$ за која било вредност на σ_i :

$$\tau_{i\max} = \sigma_i \cdot tg\varphi_n + c_n = 0.263 \cdot \sigma_i + 6.092 \qquad (2.19)$$

Каде што вредностите на $\tau_{i\max}$ се дадени во табела 2.7.

За да се утврдат пресметаните вредности на тестираните параметри на цврстината на почвата, стандардните отстапувања на смолкнувањето (тангенцијалните) напрегања S_τ, вредностите на специфичната кохезија S_c и тангентата на аголот на внатрешно триење $S_{tg\phi}$.

$$S_\tau = \sqrt{\frac{1}{n-2}\sum_{i=1}^{n}(\tau_{i\max} - \tau_i)^2} = \sqrt{\frac{1}{30-2}\sum_{i=1}^{n}(-7.381)^2} = 1.395$$

$$S_C = S_\tau \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2}{n \cdot \sum_{i=1}^{n}\sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n}\sigma_i\right)^2}} = 1.395 \cdot \sqrt{\frac{1400000}{30 \cdot 1400000 - (6000)^2}} = 0.674 \qquad (2.20)$$

$$S_{tg\phi} = S_\tau \cdot \sqrt{\frac{n}{n \cdot \sum_{i=1}^{n} \sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n} \sigma_i\right)^2}} = 1.395 \cdot \sqrt{\frac{30}{30 \cdot 1400000 - (6000)^2}} = 0.00312$$

Оваа проценка на стандардните отстапувања овозможува да се пронајдат интервалите на доверба за параметрите на цврстината на тестираната глина $tg\phi_n$ и c_n, како и да се предвиди нејзината цврстина на смолкнување τ како функција σ преку линијата на цврстина.

$$\tau = f(\sigma) = \sigma_i \cdot tg\phi_n + c_n$$

За ниво на доверба од 95 %, коефициентот tα за t-распределбата со степени на слобода $df = n - 1 = 29$ (критичната вредност на Студентовата t-распределба) е 1699, додека отстапувањата на кохезијата Δc и на тангентата на аголот на внатрешно триење $\Delta_{tg\phi}$ од стандардните вредности се пресметуваат според формулите:

$$\Delta c = t_\alpha \cdot S_c = 1.699 \cdot 0.674 = 1.115 kPa \qquad (2.21)$$

$$\Delta tg\phi = t_\alpha \cdot S_{tg\phi} = 1.699 \cdot 0.00312 = 0.0545$$

тогаш минималните и максималните вредности на параметрите на стабилност при сечење на тестираната глина ќе бидат како што следува:

$$c_{\min} = c_n - \Delta c = 6.076 - 1.115 = 4.961$$

$$c_{\min} = c_n + \Delta c = 6.076 + 1.115 = 7.191 \qquad (2.22)$$

$$tg\phi_{\min} = tg\phi_n - \Delta tg\phi = 0.263 - 0.0545 = 0.2085$$

$$tg\phi_{\max} = tg\phi_n - \Delta tg\phi = 0.263 + 0.0545 = 0.3175$$

Го земаме предвид фактот дека сите формули наведени погоре за пресметки се резултат на примена на законот за нормална распределба на случајната променлива во статистичката евалуација на параметрите на цврстина на почвите наспроти смолкнување. Така, во разгледуваниот пример, стандардната техника ги дава минималните и максималните вредности за кохезија и аголот на внатрешно триење за глините од слојот лигнит на наоѓалиштето Сибовц, што несомнено е во согласност со физиката на феноменот што се проучува во лабораториски услови.

2.9.2. Студентска распределба или „m“ распределба

Студентската t-распределба се применува за статистичко заклучување, особено кога стандардната девијација на популацијата (σ) е непозната, а големината на примерокот (бројот на елементи на примерокот) е помала од 30 $(n < 30)$.

Во овој случај, нормалната распределба не е соодветна за одредување на интервалот на доверба за средната вредност. Формата на t-распределбата е

симетрична околу 0, слична на нормалната распределба $N(0,1)$ како што n се приближува кон бесконечност, но покажува поголема дисперзија, и графиконот на густината на оваа распределба е малку пораширен. Затоа, има математичко очекување (средна вредност) од нула.

Постои вредност *„t“* за секој примерок; за да се пресмета вредноста *„t“* што треба да се користи, потребно е да се имаат:

- Посакувано ниво на доверба $(1-\alpha)$;
- Степени на слобода (ν) што ќе се користат.

Оваа статистичка распределба се изведува со $\nu = n-1$ степени на слобода, каде што *„n“* е волуменот на изборот.

Интервал на доверба

Средната вредност е важна карактеристика на популацијата, па затоа е од интерес да се процени според нивото на доверба. Затоа, интервалот на доверба се користи за да се покаже веродостојноста на проценката. Пресметката првично започнува со избирање на посакуваното ниво на доверба, кое се одредува според Студентската t-распределба, користејќи ја следната равенка:

$$\bar{x} \pm t_{\nu}(\alpha) \cdot \frac{s}{\sqrt{n}} \qquad (2.23)$$

Каде што: $\bar{x}-$ средната вредност на примерокот; $t_{\nu}(\alpha)-$ вредноста на стандардната девијација *“t”* за ν степени на слобода;
$s-$ стандардна девијација на примерокот, и $n-$ големина на примерокот.

Значи, интервалот на доверба за средната вредност на примерокот $\bar{x}$ е:
Од $\bar{x} - t_{\nu}(\alpha) \cdot \frac{s}{\sqrt{n}}$ до $\bar{x} + t_{\nu}(\alpha) \cdot \frac{s}{\sqrt{n}}$,

Грешка во проценката

Грешката во проценката, или прифатената грешка на проценката, е разликата помеѓу средната вредност на примерокот и вистинската средна вредност на популацијата.

Со оглед на тоа што интервалот на доверба е центриран околу средната вредност на примерокот, максималната дозволена грешка е еднаква на половина од ширината на интервалот. Поради оваа причина, грешката во проценката може да се пресмета со помош на следната равенка:

$$\Delta = t_{\nu}(\alpha) \cdot \frac{s}{\sqrt{n}} \qquad (2.24)$$

Каде што $\Delta-$ е грешка во проценката.

Одредување на потребниот волумен на селекција

Во одредени специфични ситуации, можно е да се пресмета големината на примерокот неопходна за да се извлече заклучок. Ако целта е да се процени средната вредност, интервалот на доверба $\bar{x}$ а може да се користи со фиксирање на максималната дозволена грешка Δ и посакуваното ниво на доверба $v = 1-\alpha$.

Овој пристап овозможува избор на потребната големина на примерокот *„n“.* Познато е дека повеќето мерења на својствата на почвата следат како нормална или Гаусова распределба (Lee et al. 1983).

Во случај на средна вредност, прифаќајќи максимална дозволена грешка *„Δ“* со веројатност $1-\alpha$, посакувано ниво на доверба од $100(1-\alpha)\%$ и вредност на стандардна девијација *„s“*, големината на примерокот може да се добие од равенката (***), со преуредување на равенката (**) во однос на *t*-распределбата, и која е заокружена на најблискиот цел број.

$$n = \left(\frac{t_v(\alpha) \cdot s}{\Delta} \right)^2 \qquad (2.25)$$

Сепак, се забележува дека вредноста на *„s“* е од суштинско значење за одредување на големината на примерокот. Кога оваа вредност е целосно непозната, проблемот се решава во два чекора: (i) се користи прелиминарен примерок за да се добие (процени) *„s“*, и (ii) врз основа на оваа вредност, се пресметува потребната големина на примерокот. Ова се демонстрира со специфичен случај за геоматеријалот што го сочинува јаловината над слојот лигнит на наоѓалиштето Сибочи. Во овој случај, беа земени примероци и беа извршени 30 триаксијални тестови за компресија за да се утврдат параметрите на смолкнување. Резултатите од овие тестови се прикажани во табела 2.8.

Табела 2.8: Проценки на параметрите на смолкнување на глинени формации врз основа на резултатите од лабораториските тестови извршени со користење на триаксијалниот апарат

Table 2.8: Estimates of shear strength parameters of clay formations based on the results of laboratory tests performed in the triaxial apparatus

Број на проба Test number	**Вредности на параметрите на цврстина Values of strength parameters**			**Број на проба Test number**	**Вредности на параметрите на цврстина Values of strength parameters**		
	K.f.b. ϕ (degrees)	Кохезија Cohesion $c\,(kPa)$	Волуменска тежина Bulk density $\gamma\left(\frac{kN}{m^3}\right)$		K.f.b. ϕ (degrees)	Кохезија Cohesion $c\,(kPa)$	Волуменска тежина Bulk density $\gamma\left(\frac{kN}{m^3}\right)$
1	16,7	0	17,7	16	13	6	17,3
2	7,48	22	16,01	17	10.7	8	16,04
3	13,13	5	17,9	18	16	2	17,11
4	7,59	0	16,98	19	13,06	10	17,53

5	11,46	8	17,38	20	10,2	8	17,51
6	11,48	18	16	21	11	0	16,78
7	9,48	0	17	22	21,8	3	16,1
8	9,44	4	17,28	23	13,13	0	17,58
9	11,56	8	17,24	24	20,55	3	16,97
10	14,58	0	17,54	25	5,71	20	19,51
11	18,09	12	17,19	26	13,75	9	17,84
12	11,48	8	16,26	27	10,94	2	17,4
13	13,13	2	16,35	28	13,132	4	18,11
14	14,5	2	16,11	29	11,31	0	17,23
15	13,5	3	15,64	30	15,44	11	17,22

$\sum \phi_i = 363.41 \quad \sum c_i = 178 \quad \sum \gamma_i =$

Претпоставувајќи дека параметрите на смолкнување на глинените формации, c и φ, се случајни променливи што следат нормална распределба, потребно е да се одредат:

a) Интервалите на доверба за очекуваните вредности на параметрите на смолкнување, c и φ (т. е. μ_c и μ_ϕ), со ниво на доверба од 95 %.

b) Потребната големина на примерокот со ниво на доверба од 95 %, така што ширината на интервалот на доверба не ја надминува маргината на грешка $\Delta = 0.5$ за проценките на математичките очекувани вредности μ_c соодветно, μ_ϕ.

c) Интервалите на доверба од 95 % за очекуваните вредности на параметрите на смолкнување на проучуваниот геоматеријал, имено μ_c и μ_ϕ.

d) Веројатноста, случајните променливи c и φ да добијат вредности во рамките на интервалот на доверба $I.B. = [L,U]$, т. е. $P(L \le \mu_c < U)$ и $P(L \le \phi < U)$ каде што L и U се соодветно долната и горната граница на интервалот на доверба (или границите на доверба).

Решение:

Табела 2.9: Пресметки за аголот на внатрешно триење
Table 2.9: Calculations for the angle of internal friction

ϕ_i	$\phi_i - \bar{\phi}$	$\left(\phi_i - \bar{\phi}\right)^2$	ϕ_i	$\phi_i - \bar{\phi}$	$\left(\phi_i - \bar{\phi}\right)^2$
16,7	16,7-12	22,09	13	13-12	1
7,48	7,48-12	20,43	10,7	10,7-12	1,69
13,13	13,13-12	1,.28	16	16-12	16
7,59	7,59-12	19,45	13,06	13,06-12	1,12
11,46	11,46-12	0,29	10,2	10,2-12	3,24
11,48	11,48-12	0,27	11	11-12	1
9,48	9,48-12	6,35	21,8	21,8-12	96,04
9,44	9,44-12	6,55	13,13	13,13-12	1,28
11,56	11,56-12	0,19	20,55	20,55-12	73,10
14,58	14,58-12	6,66	5,71	5,71-12	39,56

18,09	18,09-12	37,09	13,75	13,75-12	3,6
11,48	11,48-12	0,27	10,94	10,94-12	1,12
13,13	13,13-12	1,28	13,13	13,13-12	1,28
14,5	14,5-12	6,25	11,31	11,31-12	0,47
13,5	13,5-12	2,25	15,44	15,44-12	11,34

$\sum\left(\phi_i-\bar{\phi}\right)^2=382^0$

Прво, врз основа на податоците од табела 2.9, ги пресметуваме средните вредности на примерокот за аголот на внатрешно триење $\bar{\phi}$ и кохезијата $\bar{c}$, како и соодветните стандардни отстапувања на примерокот s_ϕ и s_c. Така, имаме:

$$\bar{\phi}=\frac{\sum_{i=1}^{30}\phi_i}{30}=\frac{361.41}{30}=12.11\approx 12\ \left(\text{степени}\right)$$

$$\bar{c}=\frac{\sum_{i=1}^{30}c_i}{30}=\frac{178}{30}=5.93\approx 6\ \left(\text{kPa}\right)$$

$$\sigma_\phi=\sqrt{\frac{\sum\left(\phi_i-\bar{\phi}\right)^2}{n=1}}=\sqrt{\frac{382}{30-1}}=\sqrt{\frac{382}{29}}=3.63\ \left(\textit{степени}\right)$$

Табела 2.10: Пресметки за кохезија
Table 2.10: Cohesion calculations

c_i	$c_i-\bar{c}$	$\left(c_i-\bar{c}\right)^2$	c_i	$c_i-\bar{c}$	$\left(c_i-\bar{c}\right)^2$
0	0-6	36	6	6-6	0
22	22-6	256	8	8-6	4
5	5-1	16	2	2-6	16
0	0-6	36	10	10-6	16
8	8-6	4	8	8-6	4
18	18-6	144	0	0-6	36
0	0-6	36	3	3-6	9
4	4-6	4	0	0-6	36
8	8-6	4	3	3-6	9
0	0-6	36	20	20-6	196
12	12-6	36	9	9-6	9
8	8-6	4	2	2-6	16
2	2-6	16	4	4-6	4
2	2-6	16	0	0-6	36
3	3-6	9	11	11-6	25
$\sum c_i=178\left(kPa\right)$		$\sum\left(c_i-\bar{c}\right)^2=1069$			

$$\sigma_c=\sqrt{\frac{\left(c_i-\bar{c}\right)^2}{n=1}}=\sqrt{\frac{1069}{29}}=6.07\ \left(kPa\right)$$

Интервалот на доверба за очекуваната вредност (математичко очекување) на аголот на внатрешно триење μ_ϕ и кохезијата μ_c, со ниво на доверба од 95 % (т.е. коефициент на доверба $1-\alpha$, се одредува со користење на табелата за t-

студентска распределба [10] за да се најде вредноста на $z_{\frac{\alpha}{2}}$. Така, за интервал на доверба од 95 %, имаме:

$\alpha = 1 - 0.95 = 0.05$ според табелата $z_{\frac{\alpha}{2}} = z_{\frac{0.05}{2}} = z_{0.025} = 1.96$

Потоа, знаејќи дека $\bar{\phi} = 12;\ \sigma_\phi = 3.63$, интервалот на доверба за μ_ϕ ќе биде:

$$\bar{\phi} - z_{\frac{\alpha}{2}} \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \le \mu_\phi \le \bar{\phi} + z_{\frac{\alpha}{2}} \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{n}}$$

$$12 - 1.96 \cdot \frac{3.63}{\sqrt{30}} \le \mu_\phi \le 12 + 1.96 \cdot \frac{3.63}{\sqrt{30}}$$

$$12 - 1.3 \le \mu_\phi \le 12 + 1.3$$

$$10.7 \le \mu_\phi \le 13.3$$

Според тоа, интервалот на доверба на ниво на доверба од 95 % за μ∅ е сегментот $(IB)_c = [10.7;\ 13.3]$. Што значи дека постои 95 % сигурност дека очекуваната вредност (математичко очекување) на средниот агол на внатрешно триење лежи во овој интервал μ_ϕ и целата геозона на полето Шибовци е помеѓу 10,7° и 13,3°.

Слично, за кохезијата, имаме:

$$\bar{c} - z_{\frac{\alpha}{2}} \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \le \mu_c \le \bar{c} + z_{\frac{\alpha}{2}} \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{n}}$$

$$6 - 1.96 \cdot \frac{6.07}{\sqrt{30}} \le \mu_c \le 6 + 1.96 \cdot \frac{6.07}{\sqrt{30}}$$

$$6 - 2.2 \le \mu_c \le 6 + 2.2$$

$$3.8 \le \mu_c \le 8.2$$

Тоа е интервалот на доверба од 95 % за очекуваната вредност (математичко очекување) на кохезијата (μ_c) е сегментот $(IB)_c = [3.8;\ 8.2]$ што се толкува како очекувана вредност на кохезија со 95 % доверба за целата геозона на полето Сибовц, при што се очекува да биде помеѓу 3,8 kPa и 8,2 kPa.

(б) Големината на примерокот потребна за интервал на доверба со дадено ниво на сигурност $1-\alpha$ за μ_ϕ соодветно μ_c во однос на маргината на грешка $E = 0.5$, е дадена со формулата:

$$n = \left(\frac{z\alpha \cdot \sigma}{\frac{2}{E}} \right)^2$$ (што е заокружено на најблискиот цел број)

Затоа, знаејќи дека $\sigma_\phi = 3.63$ и $E = 0.5$ и нивото на доверба е 0,95, што укажува дека $\alpha = 0.05$ и $z_{\frac{\alpha}{2}} = z_{0.025} = 1.96$ резултираат:

$$n_\phi = \left(\frac{1.96 \cdot 3.63}{0.5} \right)^2 = 202.48 \approx 203$$

соодветно за $\sigma_c = 6.07$ имаме:

$$n_c = \left(\frac{1.96 \cdot 6.07}{0.5} \right)^2 = 566.17 \approx 566 \text{ или } 567$$

Ова се толкува на начин што ако 203 примероци се случајно избрани од геозоната на полето Сибовц, можеме да бидеме 95 % сигурни дека средниот агол на внатрешно триење за целата проучувана геозона е во рамките на 0,5 степени од средната вредност на примерокот.

Применувајќи ја методологијата од случајот (а) за $\alpha = 0.05$; $\sigma_\phi = 3.63$, $\bar{\phi} = 12$ (*степени*) и $n = 230$ го наоѓаме интервалот на доверба:

од $12 - 1.96 \cdot \frac{3.63}{\sqrt{230}}$ до $12 + 1.96 \cdot \frac{3.63}{\sqrt{230}}$ или од 11,5 до12,5.

Така, можеме да бидеме 95 % сигурни дека средната μ_φ на целата геозона е некаде помеѓу 11,5° и 12,5°.

(с) Претпоставуваме дека случајните променливи ϕ и c од геозоната Сибовц следат нормална распределба со средни вредности соодветно $\bar{\phi} = 12$ (*степени*) и $\bar{c} = 6(kPa)$.

Потоа, за големината на примерокот $n = 30$, променливата:

$t = \frac{\bar{\phi} - \mu_\phi}{\frac{\sigma_\phi}{\sqrt{n}}}$ соодветно $t = \frac{\bar{c} - \mu_c}{\frac{\sigma_c}{\sqrt{n}}}$ има $t-$ распределба (или Студентска $t-$ распределба) со $n-1$ степени на слобода.

Ако $\bar{\phi}$ и σ_ϕ се средната вредност и стандардната девијација на случајната променлива ϕ од нормалната распределба со варијанса σ_ϕ^2 со непозната варијанса, тогаш интервалот на доверба за μ_ϕ со процент $100(1-\alpha)$ е даден со двојната нееднаквост:

$$\bar{\phi} - t_{\frac{\alpha}{2},n-1} \cdot \frac{\sigma_\phi}{\sqrt{n}} \le \mu_\phi \le \bar{\phi} + t_{\frac{\alpha}{2},n-1} \cdot \frac{\sigma_\phi}{\sqrt{n}} \quad (*)$$

Кога $t_{\frac{\alpha}{2},\, n-1}$ е горната точка од процентот $100\cdot\frac{\alpha}{2}$ од *t*-распределбата со $n-1$ степени на слобода.

Сега, да го најдеме интервалот на доверба од 95 % за очекуваната вредност μ_ϕ.

За $n=30$, имаме $df=n-1=30-1=29$ степен на слобода за $t_{\frac{\alpha}{2}}$.

Така, од табелата за Студентската апликација со n-1 степени на слобода наоѓаме $t_{\frac{\alpha}{2},\, n\text{-}1}=t_{\frac{0.05}{2},\, 29}=t_{0.025,\, 29}=2.045$ бидејќи $\alpha=1-0.95=0.05$ за 95 % вредност на доверба.

Од $(IB)_\phi - t$ за μ_ϕ резултатот е:

$$12-2.045\cdot\frac{3.63}{\sqrt{30}}\le\mu_\phi\le12=2.045\cdot\frac{3.63}{\sqrt{30}}$$
$$12-1.35\le\mu_\phi\le12+1.35$$
$$10.65\le\mu_\phi\le13.35$$

Значи $(IB)_\phi - t=[10.65;\ 13.35]$

Слично, $(IB)_c - t$ резултира со:

$$\bar{c}-t_{\frac{\alpha}{2},n-1}\cdot\frac{\sigma_c}{\sqrt{n}}\le\mu_c\le\bar{c}+t_{\frac{\alpha}{2},n-1}\cdot\frac{\sigma_c}{\sqrt{n}}$$
$$6-2.045\cdot\frac{6.07}{\sqrt{30}}\le\mu_c\le6+2.045\cdot\frac{6.07}{\sqrt{30}}$$
$$6-1.35\le\mu_c\le6+1.35$$
$$4.65\le\mu_c\le7.35$$

(d) Претпоставуваме дека $z=\bar{\phi}-\mu_\phi\Big/\frac{\sigma_\phi}{\sqrt{n}}$, аголот на внатрешно триење е стандардна случајна променлива со нормална распределба, со средна вредност од 12° и стандардна девијација од 3,63°, т.е. $\phi\sim N\left(\mu_\phi;\sigma_\phi^2\right)=N(12;\ 3.63)$

за што важи следново: $P(Z\le z)=\phi(z)$, каде $\phi(z)$ е кумулативната функција на распределба на стандардната нормална случајна променлива, која е дадена во табеларна форма.

Веројатноста на настанот во кој случајната променлива ϕ со нормална распределба $\phi\square N(12;\ 3.63)$ распределба да добие вредност во рамките на интервалот на доверба $(IB)_\phi=[10.7;\ 13.3]$ се добива од:

$$
\begin{aligned}
P\left(10.7 \le \phi \le 13.3\right) &= P\left(\frac{10.7-12}{3.36} \le z \le \frac{13.3-12}{3.36}\right) \\
&= P\left(-0.36 \le z \le 0.36\right) \\
&= P\left(Z < 0.36\right) - P(Z < -0.36) \\
&= \phi\left(0.36\right) - \phi(-0.36) \\
&= \phi\left(0.36\right) - \left[1 - \phi(0.36)\right] \\
&= 0.6406 - 1 + 0.6406 = 0.2812
\end{aligned}
$$

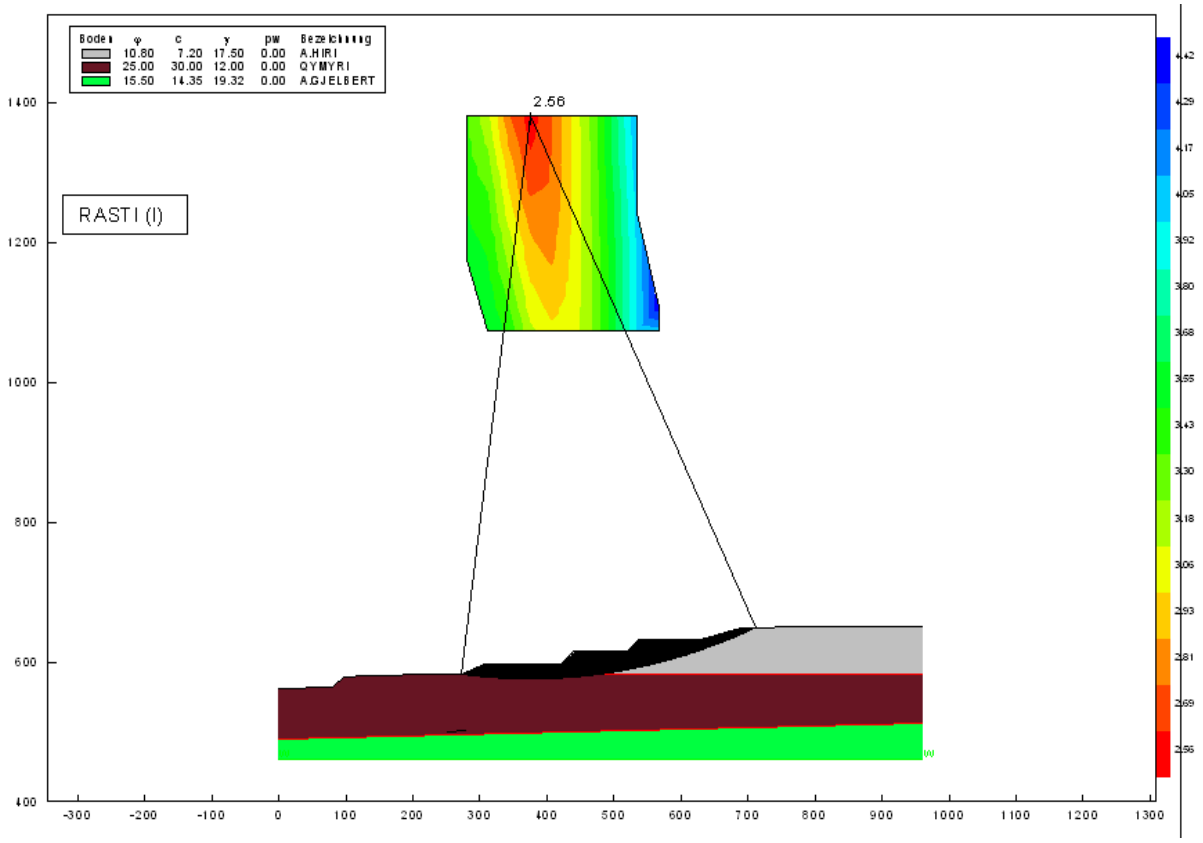
2.9.3. Студиско истражување за анализа на стабилноста на косината во површинскиот рудник Сибовц

Врз основа на резултатите добиени од лабораториските испитувања, варијабилноста на параметрите на смичувачката цврстина $\left(c,\phi\right)$ за глинените формации што го сочинуваат покривниот слој над јагленатa жила во површинскиот рудник Сибовц е значајна и мора да се третира како случајни променливи. Средните вредности и коефициентите на варијација за параметрите на смичувачката цврстина $\left(c,\phi,\gamma\right)$ се определени врз основа на нивните интервали на доверба и се прикажани во табела 2.11.

Табела 2.11: Физичко-механички својства на покривните формации над јагленатa жила
Table 2.11: Physico-Mechanical Properties of the Overburden Formations of the Lignite

Параметар Parameter	**Просечна вредност Average Value**	**Коефициент на варијација (COV) Coefficient of Variation (COV) (%)**
$c\left(kPa\right)$	7.2	20
$\phi\ \left(grade\right)$	10.8	10
$\gamma\left(kN\cdot m^{-3}\right)$	17,50	-

Општата геометрија на косината на површинскиот рудник е прикажана на слика 2.9, додека детерминистичките параметри се: висина на косината $H = 63\left(m\right)$, волуменска тежина $\gamma = 17.5\left(kN/\mathrm{m}^3\right)$ и аголот на општото наклонување на косината $\beta = 9\left(степени\right)$.



Слика 2.9: Геолошки профил на предложената површна површина на косината во површинскиот рудник Сибовц и факторот на безбедност според поедноставената метода на Бишоп

Figure 2.9: Geological profile of the proposed slope connection surface in the Fusha Sibovci open-pit mine and the safety factor according to the simplified Bishop method

Параметрите на цврстина на анализираната работна средина се претпоставуваат како случајни променливи кои следат нормална распределба, односно:

средна вредност и стандардна девијација, нормална распределба или

$c = 7.2$ $\left(\textit{Средна вредност}\right)$, $\sigma_c = \pm 2$ $\left(\textit{нормална распределба}\right)$ или коефициент на варијација $COV_c = 20\%$, ϕ=10.8° (средна вредност и стандардна девијација), $\sigma_\phi = \pm\ 3$ $\left(\textit{нормална распределба}\right)$ или $COV_\phi = 10\%$.

Пресметката на факторот на безбедност (*Fs*) е извршена со користење на софтверот SLIDE 6.0, Rocscience Inc., според критериумот за кинење на Mohr-Coulomb. Користената метода е методот на Бишоп, при што се зема предвид само кружната површина на кинење или лизгање и се претпоставува дека интерблок силите и притисокот на порната вода се нула. Со користење на средните вредности на променливите кои влијаат на стабилноста на косините на скалите (c, ϕ, γ) и земајќи ја предвид кружната должина на површната површина, просечниот фактор на безбедност (*Fs*) се определува со поедноставената метода на Бишоп на следниот начин (види слика 2.9):

$$F_s = \frac{1}{\sum \sin\alpha} \sum \frac{\left[c \cdot b + (W - u \cdot b)\tan\phi\right]}{\left(1 + \frac{\tan\alpha \cdot \tan\phi}{F}\right) \cdot \cos\alpha} \quad \text{или} \quad F_s = \frac{R}{Q} \qquad (2.26)$$

Каде се:

$$R = \sum \frac{\left[c \cdot b + (W - u \cdot b)\tan\phi\right]}{m_\alpha}, \; m_\alpha = \left(1 + \frac{\tan\alpha \cdot \tan\phi}{F}\right)\cos\alpha, \; Q = \sum W \sin\alpha \qquad (2.27)$$

Координатите (x, y) на центарот на ротација на лизгачката маса за ова студиско истражување на општата косина на површинскиот рудник се $x = 375(m)$, $y = 1380(m)$, а радиусот на кружната површина на лизгање со минимален фактор на безбедност е $R = 804(m)$. Добиваната вредност на факторот на безбедност $F_s = 2.56$ за анализираната општа косина ја потврдува стабилноста на теренот во површинскиот рудник Сибовц.

Сега, користејќи ги средните вредности на променливите кои влијаат на стабилноста на косината на скалата (c', ϕ', γ) и земајќи предвид критичен лизгачки лак, просечниот фактор на безбедност се одредува со примена на поедноставената метода на Бишоп на следниот начин (види слика 2.9).

3. МЕТОДОЛОГИЈА

3.1. Основи на површинска експлоатација на јаглен

Значењето на зборот "копање" е поместувањето на карпестата маса од нејзината природна локација (in-situ). Ова вклучува две операции: ископување на почвата и нејзино складирање. Ваквите процеси можат да се спроведат во која било формација која постои во рамките на Земјината кора. Ископувањето може да создаде отворени работи или ископувања со различни големини, форми и конфигурации на саканата локација. Локацијата на ископувањето може да биде ридест терен, терен, пустина, обработливо земјиште, шума или кој било друг терен. Може да биде во урбан или рурален контекст, па дури понекогаш и во водни тела или на почва заситена со вода. Може да почнува од, над или под нивото на површината, или од нултата земја, и да се шири во која било насока: хоризонтално, благо навалено, стрмно, многу стрмно, до вертикално.

Целта на создавањето на отворени работи е многукратна и затоа во оваа модерна ера се потребни различни видови ископувања. Општо земено, врз основа на локацијата, ископувањата можат да се групираат во две главни класи:

А. Површински ископувања

Б. Подземни ископувања

Димензиите на површинските ископувања, кои се предмет на мојата дисертација, се многу пати поголеми од подземните ископувања. Нивната количина за секоја година достигнува милијарди кубни метри или тони. Ова ископување е неопходно, прво, за да се отстрани големата количина на неплоден карпест материјал, кој лежи над депозитите на минерали корисни како покривка или како околни карпи, а исто така и за да се извлечат самите корисни минерали во рудниците, кои можат да бидат површински копови.

Лигнитните депозити на јаглен можат да бидат во форма на правилни слоеви, од неколку слоеви со различни агли на опаѓање. Слојот се нарекува геолошко тело ограничено со две приближно паралелни рамнини и зафаќа значителен простор. Слојот од лигнит може да биде хомоген во форма, кој се состои само од чист лигнит или со композитна конструкција, која се состои од слоеви на лигнит и инкрустации од неплодни карпи. Лигнитниот слој се карактеризира со елементите опишани подолу: Насоката на линијата на смолкнување на слојот со хоризонтална рамнина се нарекува порамнување на слојот, додека самата линија на смолкнување се нарекува линија на смолкнување. Насоката на линијата која лежи во рамнината на слојот и е нормална со линијата на порамнување се нарекува паѓање на слојот.

Депозитите на лигнит во Косовскиот басен на лигнитот во моментов се екстрахира исклучиво со користење на техники за површинска експлоатација, кои, врз основа на досегашното искуство, се покажале успешни. Почетната површинска топографија во овој басен варира од рамна, благо брановидна, до ридови и долини, што го отежнува одредувањето на геометриските и технолошките параметри на рудниците изградени во него. Исто така, комплексните геомеханички

карактеристики се меѓусебно поврзани со серијата глинени формации кои го градат покривањето на слојот на лигнит, кои, во принцип, го оневозможуваат користењето на багери со висина на ископување над 25 m.

3.1.1. Избор на системи за површинска експлоатација на јаглен

Со цел да се постигнат оптимални производствени резултати во секој рудник, целта треба да биде да се исполнат трите основни принципи на експлоатацискатa технологија: максимална продуктивност, безбедност при работа и експлоатација на минерали со минимални трошоци, во согласност со посакуваната стапка на производство. За различните форми и големини на минералното тело, методот на неговата експлоатација е специфичен, т. е. системот за експлоатација е прилагоден на секое дадено минерално тело.

Од рударската практика е познато дека депозитите на корисни минерали се разликуваат во обликот и ориентацијата (аголот на паѓање), стабилноста на минералното тело и околните карпи, како и во начинот на кој минералот е распределен во слојот или во минералното тело. Овие геолошки карактеристики директно влијаат на изборот на методот на експлоатација и планот за подготвителни работи за експлоатација на минералот (според Вајт и Куминг, 2007). Примената на системот за експлоатација на лигнит со површински рударски работи во Косовската Котлина станува погодна поради неговите карактеристични карактеристики, како што се: релативно голема и речиси хоризонтална дебелина на слојот на лигнит, голем и рамномерен просторен опсег, низок коефициент на откривање, мала дебелина на покривката или релативно мала длабочина на рудникот, како и својствата на таванските и подните формации итн.

Површинската експлоатација претставува најраспространет систем за експлоатација на корисни минерали во светот. Во Соединетите Американски Држави, експлоатацијата 85 % на корисни минерали (со исклучок на нафтата и природниот гас) се врши со површински методи. Речиси сите 98 % метални, неметални 97 % и јагленови 61 % минерали се екстрахираат преку овој систем. Исто така, во Косово доминира површинската експлоатација, што претставува вкупна 75 % експлоатација на цврсти минерали.

Површинското искористување на лигнит е технолошки процес поделен на две главни фази:

Чекор 1*:* Откривање на рударските работи, кои вклучуваат отстранување на откривка;

Чекор 2: Рударски работи за лигнит, т. е. експлоатација на самиот депозит.

Неплодната карпеста покривка се отстранува од скалите на рудникот при откривањето со цел да се открие лигнит и се транспортира до имотите на одредено растојание од рударскиот трон. Кога кој било депозит се протега над критичната граница на профитабилност наречена критична длабочина на експлоатација (длабочината на која трошоците за површинска експлоатација се еднакви на трошоците за подземна експлоатација), површинската експлоатација под оваа

граница е непрофитабилна, но подземната експлоатација може да се користи за да се извлече преостанатиот минерал.

Системот за површинска експлоатација на лигнит се состои од планирана секвенца на рударски операции, вклучувајќи: ископување, експлоатација на лигнит, покривно складирање, транспорт на лигнит до соодветната дестинација, како и извршување на помошни операции. Овој систем обезбедува постигнување на планираниот производствен капацитет на рудникот и целосно искористување на рударската опрема.

Комплексната структура на рударскиот механизам ја претставува основната содржина на технологијата за површинска експлоатација на лигнит, додека системот за експлоатација е активна форма на оваа технологија, која гарантира безбедност во работата и висока продуктивност на основната и помошната опрема. Поврзаноста на комплексната механизациона структура со експлоатацискиот систем се рефлектира во меѓусебната хармонизација на параметрите на опремата и параметрите на поединечните елементи на експлоатацискиот систем (како што се висината на скалите, капацитетот на багерот, ширината на влезот во блокот, радиусот на ископување итн.).

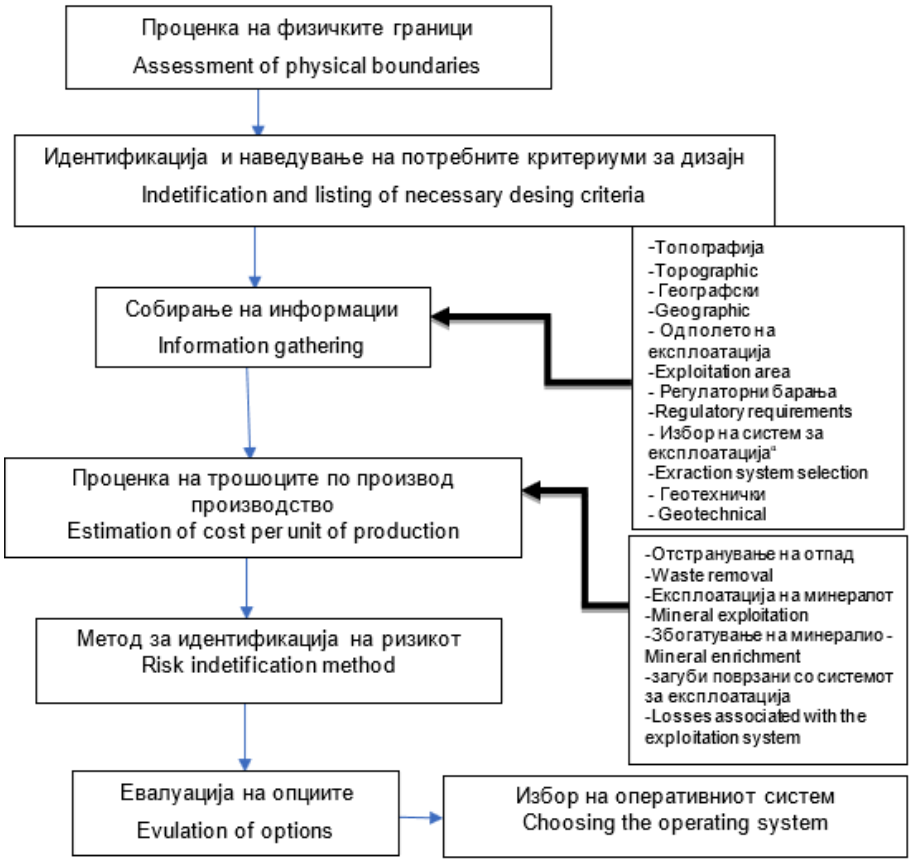
Во прилог на техничката структура и изборот на рударска опрема, следново, исто така, влијае на изборот на системот за експлоатација: формата, дебелината и опсегот на слојот на лигнит, локацијата и капацитетот на внатрешните и надворешните купови итн.

Пред изборот на рударска опрема, треба да се утврдат следните фактори, кои се поврзани со геолошкиот тип и природата на покривните формации и околу лигнитниот слој, како и барањата за рударско производство.

Основните чекори во методологијата за селекција се претставени на слика 3.1 и се наведени на следниов начин:

А. Идентификација на физички граници и ограничувања, како што се површинските структури кои треба да бидат заштитени, границите на рудниците, геолошките карактеристики, населби, реки, брани и други водни текови.

Б. Идентификација и рангирање на потребните критериуми за пресметка за процесот на избор на систем за користење.



Слика 3.1: Основни чекори на методологијата за избор на експлоатациски систем
Figure 3.1: Basic Steps of the Methodology for Selecting the Exploitation System

3. Собирање информации за процесот на избор на систем, вклучувајќи:

3.1. Подготвителни теренски шеми кои ја покажуваат постоечката инфраструктура, т. е. патишта, железнички линии, водоснабдувачки линии, електрични централи, водни текови, инфраструктура која треба да биде заштитена, можни објекти за заштита од поплави, површински контурни линии (дигитален модел на терен), употреба на земјиштето пр. обемот и интензитетот на земјоделските активности, индустриски и други економски активности, станбени области, неопходни еколошки и еколошки области.

3.2. Планови на областите каде што се вршат рударските работи, волумен на резерви на корисни минерали, граница на површински коп т. е. периметарот на опсегот на правата за вадење на рудата, идентификација дали минералното тело има излез на површината или се наоѓа под површината на земјата.

3.3. Геолошки информации во врска со длабочината на контурите на покривката која треба да се отстрани, контурите на дебелината на телото или минералниот слој, контурите на квалитетот на минералите т. е. со вредностите на дисперзираните корисни компоненти на минералите, дебелината на инкрустациите на неплодна карпа во минералното тело.

3.4. Идентификација на формата на минералното тело: слоевито, слоевито или распространето, дебело или тенко, идентификација на покривката, без разлика

дали е тврда или мека карпа (земја). Резултати од геолошките истражувања поврзани со карактеристиките на геолошките структури (стратификации, фрактури, пукнатини, раседи, зони на колапс и тектонски раседи, водоносни хоризонти, местоположба на различни геотектонски зони, итн.) кои се поврзани со големината или местоположбата на корисниот минерал.

3.5. Владини регулативи, законски барања и ISO меѓународни стандарди кои се применуваат во рударството.

3.6. Алтернативни системи за експлоатација кои можат да се земат предвид: Идентификација и рангирање на можни системи за експлоатација кои можат да се земат предвид за депозитот на корисни минерали кои се истражуваат.

4. Достапна технологија: идентификација и листинг на технологии и најновите случувања кои можат да влијаат на процесот на избор на експлоатациски систем, пр. достапна експлоататорска рударска опрема, оперативни практики за експлоатација и стратегии за управување и контрола на технологијата за експлоатација. При изборот на технологијата за експлоатација, важно е да се истражи природата на покривката на минералниот слој, вклучувајќи ја и промената на неговите производи, физичките и хемиските услови кои можат да бидат причина дека некои рударски опреми не функционираат во несоодветни области.

4.1. Системски специфични оперативни трошоци. Со цел да се утврди приближниот вкупен трошок за експлоатација на ресурсот, неопходно е да се знаат типичните оперативни трошоци по единица производство за одреден експлоатациски систем и процеси кои вклучуваат:

4.2. Трошоци за откривање по единица неплодна карпа и сите операции поврзани со отстранувањето на покривката.

4.3. Трошоци за експлоатација на рудата и корисниот минерал и неговиот транспорт, како и продажбата на производството.

4.4. Процент на внесување на минерали, по предвидување на загубите за време на експлоатацијата на рудниците, кои се поврзани со имплементираниот систем за експлоатација, осиромашување на минерали со принос на површински коп, промени на влагата итн.

5. Идентификација и опис на сите високи ризици и ризици поврзани со човековата активност, природните процеси, експлоатациската и инженерската активност за време на фазите на рударските работи и гаснењето на активностите на варијанта на кариерни експлоататорски системи. Идентификација на начини на дејствување, системи и/или принципи на дизајн и изградба преку кои идентификуваните ризици ќе бидат елиминирани, намалени или контролирани и процедурите за прелиминарна спецификација на кариери ќе бидат истакнати.

6. Пресметка на животниот век на површинските копови и очекуваната стапка на производство за време на експлоатацијата, како и големината на капацитетот и растојанието на транспортот до неплодното место за складирање или таложењето на рудата. Овие параметри одредуваат дали ќе се примени технологијата на екстрактор со наизменично или континуирано дејство.

7. Предвидување на употребата на достапната рударска опрема. Се поставува прашањето дали избраната рударска опрема ќе се користи за експлоатација на

минералот во подготвеното рударско поле или ќе се користи само за откривање на минералното тело?

3.1.2. Планирање и дизајн на површински рудници

Според Фурие 1992, површинските рудници се рударските операции отворени во облик на скратен конус што се изведуваат на површината на земјата за да се извлечат корисни минерали кои остануваат отворени во текот на целиот развој на рударските активности во рудникот. Со цел да се откријат и искористат депозитите, потребно е да се извршат механички ископувања и да се отстрани значителна количина на неплодни карпи, кои ја сочинуваат покривката на минералниот слој. За да се постигнат оптимални резултати, неопходно е да се обезбеди високо ниво на продуктивност, безбедност на работното место и експлоатација со најниски можни трошоци, додека се одржува стабилна стапка на производство. Така, главната цел е процесот на откривање и експлоатација да се изврши со максимална економска ефикасност, што значи дека планирањето на секој површински рудник е тесно поврзано со економската удобност. Вториот е под влијание на голем број геолошки и техно-рударски фактори (Furie 1992).

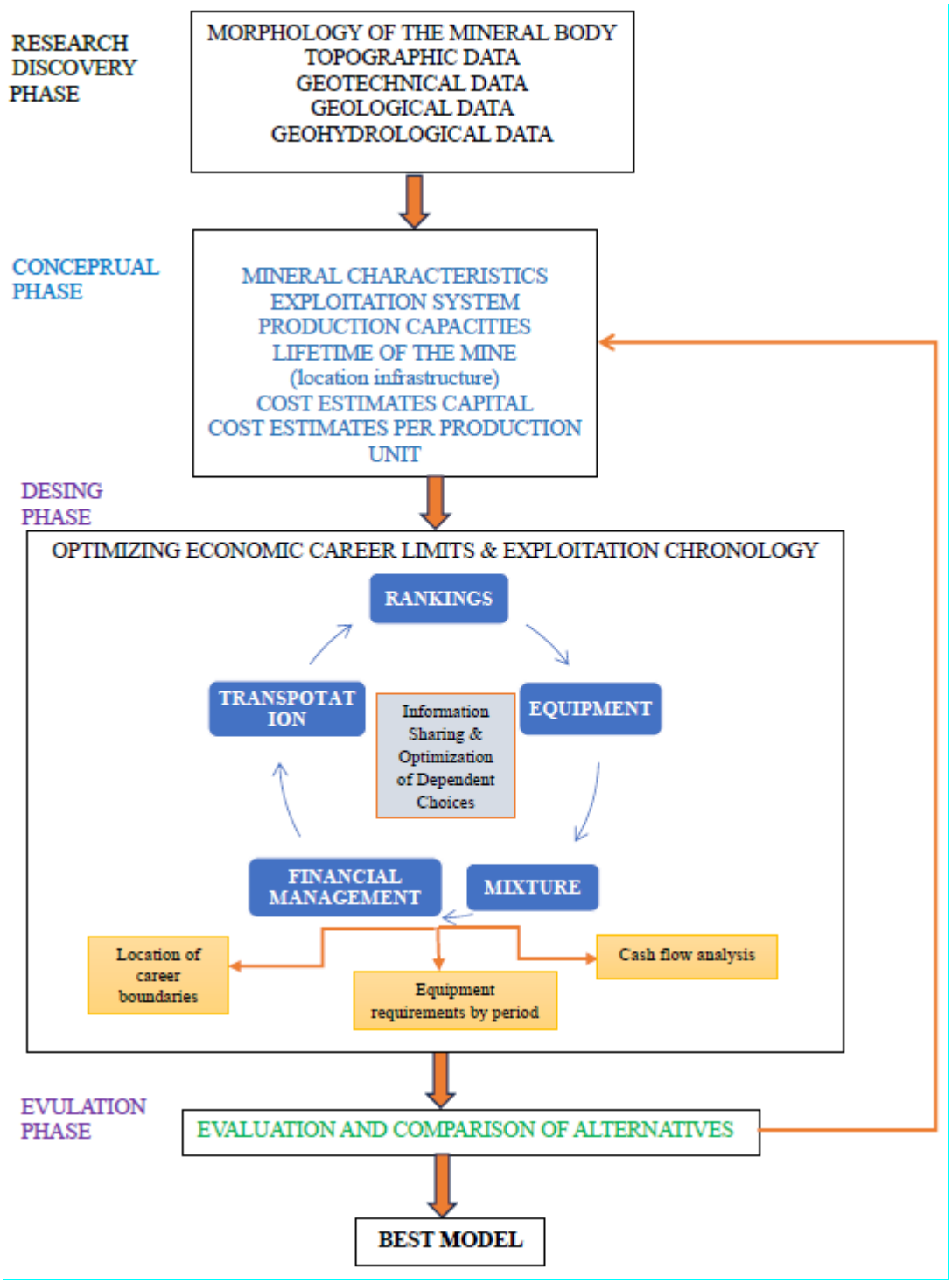
Треба да се напомене дека површинската експлоатација се смета за поповолна од подземната експлоатација во однос на: рударство или производство, контрола на процентот на метал во руда, економичност, флексибилност на работниот процес, безбедност на работа и работна средина. Сепак, изборот на системот за експлоатација и потребната опрема е посложен во случај на површински рудници отколку во подземните рудници.

Изградбата на површинскиот рудник вклучува неколку фази, почнувајќи со дизајн на прелиминарна шема (или збир на алтернативни шеми), проследено со евалуација и избор на оптимална шема, како што е прикажано на слика 3.2. Конечната економска изградба на површинскиот рудник зависи од факторите кои рударскиот инженер не може да ги контролира, како што се:

- Геометриски контури на минералното тело;
- Дистрибуција на минерали во рамките на минералното тело;
- Топографија на областа;
- Максимално дозволените агли на наклон на наклонот итн.

Сепак, економската евалуација на програмата за експлоатација е поврзана со факторите кои се утврдени од самиот рударски инженер, како што се: изборот на коефициентот на експлоатација, стапките на производство и опремата која ќе се користи.

Дизајнот на површинскиот рудник е исклучително сложена задача, која бара земање предвид на голем број природни и технико-економски фактори. Природните фактори вклучуваат две главни категории, кои сочинуваат збир на квалитативни и квантитативни податоци, како што се:



Слика 3.2: Шематска репрезентација на процесот на изградба на рудникот (Фури 1992)
Figure 3.2: Schematic Representation of the Mine Construction Process (Fourie 1992)

(А) Квалитативни фактори: Овие фактори ја вклучуваат геометријата на резервоарот и геотехничките и геомеханичките (физичко-механички) карактеристики на минералот и околните карпи. Најважните параметри кои влијаат на експлоатацијата на резервоарот со отворени методи се:

1. Стабилноста на минералот и околните карпи, како и формата на резервоарот - без разлика дали е слоевит или не. Ова го вклучува аголот на распаѓање на слојот или минералното тело (пр. со силен или благ пад).
2. Големина на резервоарот — класифицирана како голема, средна или ограничена големина.
3. Основните физичко-механички карактеристики на околните карпи и на корисните минерали, вклучувајќи: кохезија, внатрешен агол на триење, густина, волуменска густина, ронлива волуменска маса, порозност, ронливост, влага, водопропустливост, абразија и тврдост (компактност), волуменска маса, стопена маса, порозност, растресливост, влага, водопропустливост, абразивност и цврстина (компактност).

(Б) Квантитативни фактори: Оваа категорија вклучува:

а) Процент на содржина на метал во руда, класифицирање на депозитите во оние со ниска, средна, висока и многу висока содржина на метали;

б) Граничната длабочина на површинскиот рудник, која може да биде мала, средна или мала до средна;

в) Коефициентот на детекција, кој го претставува односот помеѓу количината на неплодни карпи кои треба да се отстранат и количината на корисни минерали што можат да се извлечат.

(В) Технико-економски фактори: Овие фактори се поврзани со технологијата која се користи за експлоатација и со приходот реализиран од продажбата на екстрахираниот производ. Проценката на овие фактори е можна само во меѓусебни односи со природните фактори, бидејќи станува збор за причинско-последичен однос, каде природните карактеристики директно влијаат на трошоците, технолошките избори и економската ефикасност.

Односот помеѓу природните и техничко-економските фактори за време на проектирањето и формирањето на површинските рудници е одреден од специфичната законитост и геолошките услови на депозитот. Во споредба со подземните системи за експлоатација, површинските бараат отстранување на многу голема количина на покривни карпи и нивно транспортирање надвор од контурите на рудникот.

Трошоците за експлоатација на корисниот минерал во површинските ископувања изнесуваат најголем процент од вкупните технолошки трошоци, бидејќи пристапот до минералното тело е побрз и трае помалку време во споредба со подземното копање. Сепак, експлоатација на рудата може да започне само по прелиминарниот период на отстранување на карпестата покривка.

Важна предност на искористувањето на површината е широката можност за користење на рударска и транспортна опрема со голем капацитет, која гарантира висока техничка и економска ефикасност. Овој систем се карактеризира со продуктивност која е 3 до 5 пати повисока во споредба со подземните системи, пониски трошоци по производствена единица, побезбедни и похигиенски работни услови, како и поцелосно обновување на рудата.

Во однос на перформансите, површинските рудници успеваат да поместат до 110-150 милиони тони карпа годишно и да работат на длабочина до 500 метри. Сепак,

капиталните инвестиции за нивна изградба или реконструкција се многу големи, често достигнувајќи стотици милиони долари. Ова донесува одлуки за изградба на нови рудници или надградба на постоечките за да бидат целосно економски оправдани, за да се обезбеди враќање на инвестициите и одржливост на проектот. Клучен параметар во одредувањето на начинот на експлоатација е аголот на пад на депозитот. За резервоари кои имаат агол на пад поголем од $20°$, површинската експлоатација се смета за најсоодветно решение, дури и во повеќето случаи потребно. (Смит и Браун 2016).

3.1.3. Предности и недостатоци на површинското рударство

(i) Предностите на користењето на површината вклучуваат:

А. Повисока продуктивност, благодарение на:
- највисок степен на механизација на технологијата за експлоатација и намалување на работната сила (околу 100-400 тони производство по работник во една смена, вклучувајќи руда и стерилна), бидејќи површинската експлоатација е погодна за употреба на високопродуктивна рударска опрема;
- погодност за употреба на најекономичната опрема за механичко уништување на руда и стерили, како и за нивниот транспорт до дестинацијата, што овозможува високи стапки на производство во површинското рударство.

Б. Пониски производствени трошоци по тон, поради:
- повисока продуктивност,
- полесно товарење-транспорт на материјали и
- можноста за експлоатација на депозити со ниска содржина на метали во рудата.

В. Намалување на времето за подготвителна работа, бидејќи:
- тоа е поповолен начин да се заработи приход и да се исплатат капиталните инвестиции побрзо,
- обезбедува поголема геолошка стабилност и
- Рударските работи се побезбедни и поефикасни во споредба со подземната експлоатација, бидејќи работните фронтови се полесни за одржување.

(ii) Недостатоци на површинската експлоатација на депозитите:

1. Ограничување на длабочина, како и технолошките ограничувања кои доаѓаат од рударската опрема и од граничната длабочина на рудникот;
2. Ограничување со коефициентот на откривање или со високиот сооднос помеѓу стерилни и корисни минерали;
3. Високото ниво на влијание врз животната средина и чувствителноста на технологијата за експлоатација на климатските услови на геозоната каде што се наоѓа ресурсот;

4. Високи капитални инвестиции во рударска опрема потребна за експлоатација;
5. Деградирани области поради рударските работи, кои бараат рехабилитација и зголемување на вкупните трошоци за производство поради зголемувањето на трошоците за рекултивација;
6. Со цел да се реализираат ниски трошоци, неопходно е депозитот да има големи димензии, освен во случаите кога содржината на метал во рудата е многу висока;
7. Потребно е одржување на стабилноста на падините; За оваа цел, од суштинско значење е правилниот дизајн и одржување на скалниот систем, како и добрата дренажа на областа за експлоатација за да се спречи оштетување на работите;
8. Потребно е да се обезбеди голем простор за складирање на стерилни материи.

3.2. Техничко-технолошки и економски параметри за избор на оптимален систем за експлоатација на јаглен

Граѓанските и рударските операции бараат површински ископувања. Формирањето на падини и етажата на ридскиот терен, кој се наоѓа во близина на патиштата, е важна градежна работа. Тука ќе бидат разгледани површинските ископувања, кои се од суштинско значење за површинската експлоатација во откривањето на слоевите на лигнит кои излегуваат на површината на земјата, се протегаат над нивото на површината (над референтната површина) и на плитки длабочини.

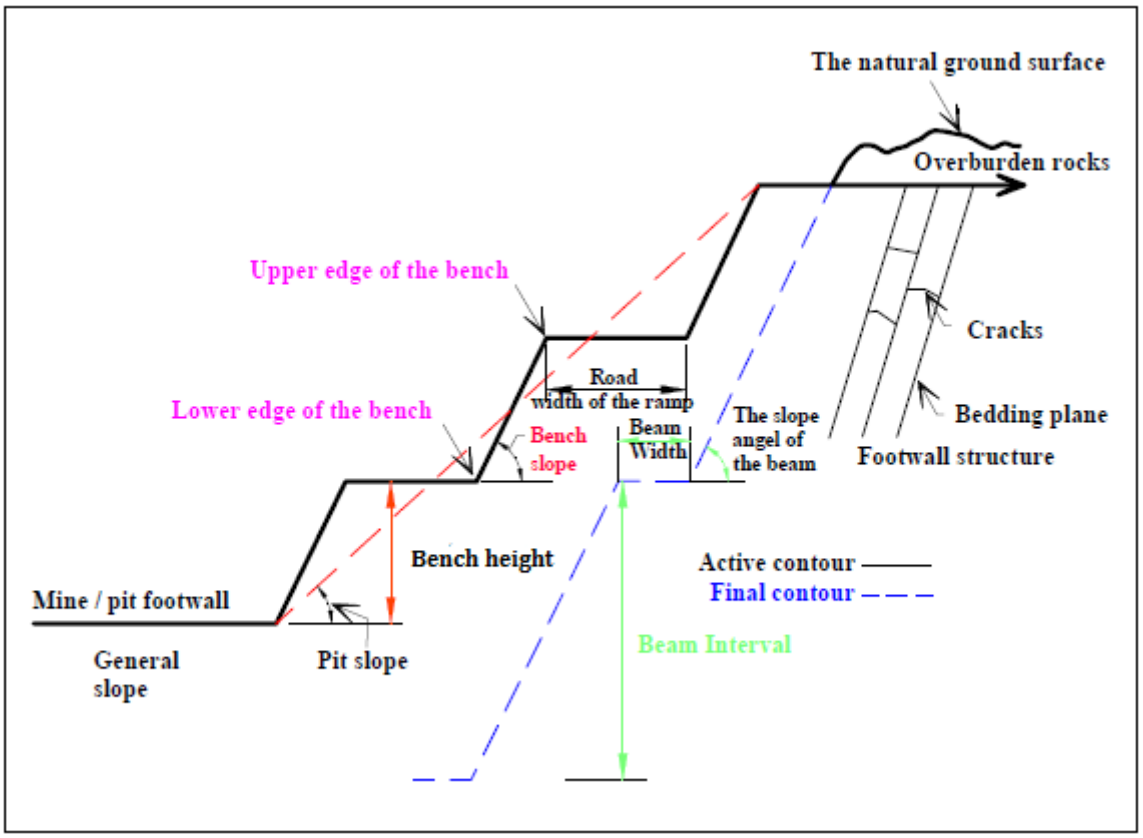
Рударството со отворен коп (слика 3.3) е место каде што се експлоатираат наслаги што се изложени на површината или оние што се наоѓаат на мали длабочини. Отпадната карпа што е над или од страната на минералното тело се отстранува и се транспортира до одлагалишта. Понекогаш наслагите се изложени на површината, а околните карпи го покриваат. Карпестите маси кои го сочинуваат таванот и подот на јагленскиот слој се нарекуваат "серија на неплодни тавански и подни формации". Карпестиот масив кој го гради таванскиот дел од јагленскиот слој е познат како "Покривка".

Обично, експлоатација на лигнит започнува со отстранување на покривката и околните карпи, односно со откривањето на слојот на лигнит**.** На слика 3.3, различни изрази се претставени за да се опише структурата на површинската експлоатација. Работите за отстранување на покривките се нарекуваат откривачки работи, додека работи за експлоатација на руда се нарекуваат екстракциски работи**.**

Целокупноста на работите за вадење јаглен на површината се нарекува површински коп и бидејќи овие работи се изложени на атмосферата, нивната структура е позната како експлоатација на површинскиот коп.

Делот од ресурсот планиран за кариерна употреба го сочинува полето за површински коп**.** Редоследот на експлоатација е од горе до долу; Прво се

извлекуваат површинските слоеви, потоа подлабоките. Експлоатација на горниот слој овозможува пристап до слојот под него. Волуменот на покривните карпи често е многу поголем од волуменот на корисниот минерал кој треба да се експлоатира. Количината на покривни карпи кои мора да бидат отстранети за да се извлечат единици на јаглен од лигнит се нарекува коефициент на детекција. Вредностите на коефициентот на детекција варираат во широк опсег на граници. Неговата големина зависи од геолошко-рударските услови на проширувањето на депозитите, експлоатацискиот систем, карактеристиките и вредностите на лигнитниот слој. Количината на карпи што треба да се отстрани за да се открие минералното тело се зголемува со зголемување на длабочината и се јавува ситуација кога станува неекономично да се оди подалеку од него. Ова е познато како "критична длабочина".



Слика 3.3: Слика која покажува типична терминологија на рударските операции во отворен рудник (Calder et al. 1997)
Figure 3.3: Figure Showing Typical Terminology of Open Pit Mining Operations (Calder et al. 1997)

Дебелината на откривка и слојот од јаглен може да биде таква што не може да се извлече со еден багер. Затоа, таа е поделена на хоризонтални парчиња според вертикалата, во рамките на полето на површински коп. За време на работата,

работата во горниот дел се одвива порано отколку во долната, која ја формира кариерната скала**.**

Истражувањата и експлоатација се вршат со:

- механичко ископување, со машини за ископување,
- транспорт, со превозници или камиони,
- редење на стерилни или складирање на јаглен во фабрики за збогатување.

3.2.1. Основна геометрија на површиски коп

Етажа се ископувања кои се ограничени од две страни и служат за организирање на одвојување на неплоден материјал и минерал според работните хоризонти. Во практиките на површинска експлоатација на минерали, стапките на откривање на баражно отстранување и стапките на производство на минерали се разликуваат.

Скалите се дел од површински коп каде што се реализира користењето на покривката или минералните суровини. Скалата ја претставува основната единица за изработка за време на површинската експлоатација или експлоатација на површинскиот коп. Значи, основната компонента на рударството во површинските копови се скалите. Номенклатурата на скалата е претставена на слика 3.4.

Во зависност од тоа дали скалата се користи или не, скалата може да биде на работа (работи) или да не е на работа (не работи).

Транспортот вклучува преместување на корисните минерали и покривните карпи на локацијата наменета за депонирање и складирање. Камењата се испраќаат до нивните места за складирање, кои можат да бидат лоцирани надвор или во границите на ресурсот кој се експлоатира и се нарекуваат надворешни или внатрешни простори. Слоевите на покривка и минерални суровини, кои се вклучени во површинската експлоатација директно од површината на теренот, го сочинуваат просторот (областа) на површински коп (слика 3.4).

Кариерниот фронт е вкупната должина на работните фронтови на сите одделенија кои се во употреба во исто време и е одредена од квотата на највисоките и најниските оцени. Работите за откривање и експлоатација го формираат фронтот на откривањето и фронтот на експлоатација, соодветно.

Главните елементи кои ги карактеризираат скалите се хоризонталните површини кои ги ограничуваат скалите во висина и кои се нарекуваат квадрати: горниот и долниот квадрат. Исто така, накосената површина која ги ограничува скалите од страната на просторот кој се користи се нарекува наклон на скалите (странично и фронтално). Вертикалното растојание помеѓу горниот и долниот квадрат се нарекува висина на скалите H_{sh} (слика 3.4). Наклонетата површина на скалите исто така се нарекува преден дел на скалите**.**

Аголот кој го формира наклонот на челото со хоризонталата се нарекува агол на наклон на скалите**,** аголот на лицето и е означен како α. Линијата на пресек на наклонот на скалите со горниот квадрат, соодветно долниот квадрат, се нарекува горен раб или гребен (англиски челенка) и долниот раб (челенка), прст на скалата. Најниската откриена површина на скалите се нарекува спрат за површински коп**.**

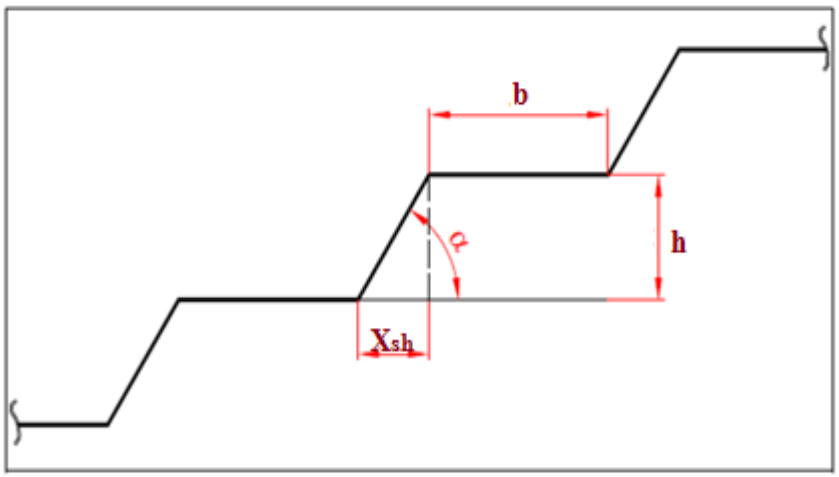
Висината на скалите е функција од:

- Земјината носечка способност – земјата може да биде тврда, компактна, стопена, мека, консолидирана, неконсолидирана итн.
- Присуство на вода – почвата или слоевите можат да бидат суви, влажни, порозни, непорозни, над или под нивото на подземните води итн.
- Присуството на геолошки раседи како што се пукнатини, брчки, пукнатини, слоеви, пукнатини или слоеви итн.
- Висината на раката или наклонот на багерот кој ќе се користи за ископување, товарење или поместување.
- Во принцип, максимумот дозволен:

  Висина на скали = Висина на рачката на багерот + 3м (3.1)

  Одржувањето на висината на скалата поголема од оваа може да се покаже небезбедно.

(A) Во случајот на драглајн багерот, оваа висина ќе зависи од неговата способност да копа длабоко.



Слика 3.4: Хоризонтална проекција на падината на етажата
Figure 3.4: Horizontal projection of the slope of the bench

3.2.2. Ширина на работната маса во површински коп

Искористувањето на јамата се врши преку качување скали, односно сечење во форма на блокови. Значи, скалата се експлоатира со последователни паралелни блокови. Предниот дел на блокот, кој во суштина претставува објект на директно ископување, се нарекува преден дел на работата. Честопати, на скала, неколку работни фронтови можат да бидат поставени истовремено.

Ширината на работниот квадрат (англ. ширината на клупа) е хоризонталното растојание помеѓу горниот раб на скалата која се испитува и долниот раб на следната скала и означена со B_{sh} (слика 3.5). Во зависност од намената за која се

користат скалите, тие се поделени на: работни етажи, транспортни етажи, безбедносни етажи и квадрати за чистење.

Работното место се нарекува скалило кое служи за поставување на рударска опрема. Ширината на работните области се зема во зависност од големината на рударската опрема, транспортните средства и ширењето на стопената маса (во случај на работа на тврди карпи).

Транспортните квадрати се нарекуваат квадрати во кои се изградени транспортните патишта. Нивната ширина се мери во зависност од големината на превозните средства и начинот на кој се движат низ плоштадите. Во текот на животот на јамата, транспортната рута за пристап и внатрешните транспортни рути за отворање на јамните работи мора да се одржуваат. Ширината на патот се одредува од потребниот капацитет на патот и од видот на транспортната опрема. Наклонот може да се дефинира како агол на паѓање на патеката во однос на скалите од хоризонтала или како процент на височина кон хоризонтала.

Квадратите се нарекуваат квадрати кои се изградени за зголемување на стабилноста на местата за јами и за чување на парчиња карпи кои се рушат од скалите погоре. Ширината на овие квадрати не треба да биде помала од 3 метри. Тие се остваат на секои 15 метри според вертикалата на меките карпи и на секои 30 метри на тврди карпи. Овие квадрати се остваат кога скалите ќе ја достигнат границата на исчезнување на јамата.

Чистење квадрати се нарекуваат квадрати кои се остваат да се соберат и потоа да се исчистат срушените камења. Чистењето се врши со помош на булдожери, багери со мал волумен на корпа и возила за саморастоварување со мал транспортен капацитет. Во повеќето случаи, работните скали служат не само за поставување на машини за откривање и експлоатација, туку и за поставување на транспортни средства, кои го транспортираат материјалот на површината. Во овој случај, хоризонтите кои одговараат на работните скали се нарекуваат транспортни хоризонти, кои мора да го носат технолошкиот знак на работните етажи.

Во случај на експлоатација на резервоарот со директно механичко ископување, ширината на работните површина е функција на нормалната работна ширина, транспортот, осигурувањето итн., за извршување на рударски активности во површинскиот коп на нормален начин. Така, минималната ширина на работната ширина на етажата во покривката и во рудата, се одредува врз основа на следните барања (слика 3.6):

- Ширина на транспортните патишта,
- Ширина за работа и манипулација со основни и помошни рударски машини,
- Безбедносните растојанија од косините на етажите.

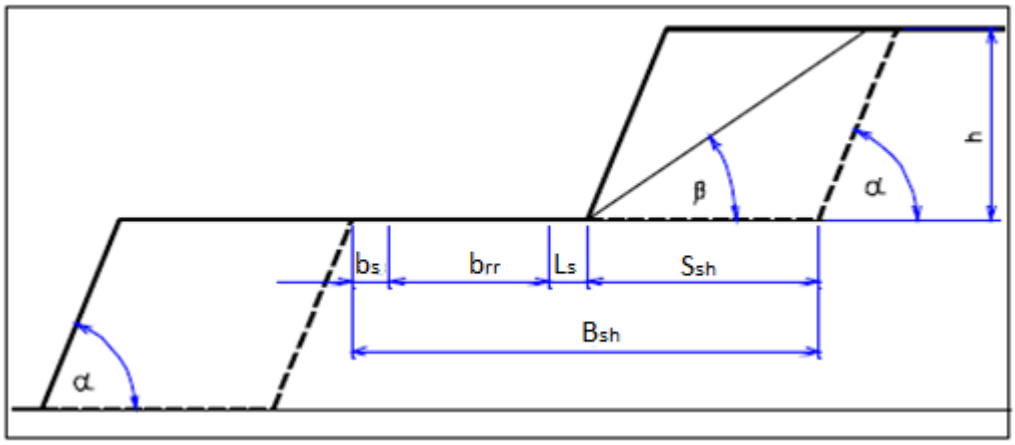
Формулата за минималната ширина на работниот квадрат на скалите е:

$$B_{sh} = S_{sh} + L_s + b_{rr} + b_s \ \left[m\right] \qquad (3.2)$$

каде:

- S_{sh} – Ширина на напредување при еден влез на експлоатационата етажа (ширина на блокот) во метри;

- L_s – Безбедното растојание од рушењето на горните скали во метри;
- b_{rr} – Ширина на транспортната рута во метри;
- b_s – Безбедносното растојание од горниот раб на долната етажа во метри;
- α – Аголот на наклон на етажата во степени;
- β – Аголот на рушење надолу на етажните степени.



Слика 3.5: Шема за одредување на ширината на работната етажа во површински коп во меки карпи (глини и јагленови слоеви)
Figure 3.5: Scheme for determining the width of the working bench in open pit mine in soft rocks (clays and coal seams)

3.2.3. Аголот на наклон на наклонот на клупата

Аголот на наклонот на падините на етажата треба да варира во зависност од карактеристиките на покривниот слој или јаглен, ориентацијата на наклонот на етажата и практиките кои се применуваат во експлоатациските рударски работи. Овој агол треба да се држи вертикално, но во пракса е тешко да се одржи. Обично, во пракса, се прифаќа да биде $60° - 80°$ во однос на хоризонталата за работни или активни етажи и $45° - 60°$ за нефункционални скали. Во повеќето отворени хард рок кариери**,** тоа варира од приближно $55° - 80°$. Типичната почетна пресметковна вредност за аголот на наклонот на етажата може да биде $65°$. Оваа вредност треба да се користи со претпазливост, бидејќи аголот на наклон на падината на етажата може да има голем (можеби главен) ефект врз вкупниот агол на наклон на падината на етажата.

Минимална ширина на скалата = ширина на работна берма + ширина на неработна берма (3.3a)
Ширина на работната берма = 3 пати од ширината на камионот/дамперот со кој ќе се управува скалата (3.3b)

Ширина на неработната берма = 3м (3.3c)
Значи, ширината на скалата = 3х ширина на камионот (или ширина на најголемата оперативна опрема) 3м (3.3d)
Осигурителната берма е оставена кога скалата ја достигнува својата "конечна граница". Според Хуструлид, Кушта (1998), минималната гаранција за осигурување се претпоставува дека е:
Маргина на осигурување = (1/3) х Интервал на бермата (висина на скалите) (3.4)

3.2.4. Пресметување на вкупниот агол на наклон на површински коп

Општиот агол на наклонот на површински коп, или "аголот на системот на наклон на површински коп", може да се дефинира како агол кој е формиран од спојувањето на долниот раб на долниот степен со горниот раб на горната скала на површински коп и хоризонталата, во фазата на извршување на рударските работи – експлоатација на ресурсот (слика 3.5). Ова е аголот под кој стои системот на падини, па затоа се одредува во функција на стабилноста на покривните карпи и јагленовиот слој, геолошките структури и хидролошките услови. Слика 3.6 ја илустрира геометријата на искористувањето на површински коп. Геометриски, вкупниот агол на наклонот на површински коп може да се пресмета на следниов начин:

Општ агол на наклон на работната етажа**:**

$$\theta = \tan^{-1} \frac{N_{sh} \cdot H_{sh}}{(N_{sh} - 1) \cdot B_{sh} + \frac{N_{sh} \cdot B_{sh}}{\tan(\varphi_{sh})} + (B_R)} \qquad (3.5)$$

каде се: $\theta -$ општиот агол на наклонот на површинскиот коп во степени*;*
$N_{sh} -$ број на етажата отворен во површинскиот коп (покривка + минерал*);*
$H_{sh} -$ висина на етажата во површинскиот коп (покривка + минерал) во метри*;*
$B_{sh} -$ ширина на етажата во метри*;*
$\varphi_{sh} -$ аголот на наклон на индивидуалната етажа - површинскиот коп во степени*;*
$B_R -$ ширината на рампата во метри (ако е прекината*).*

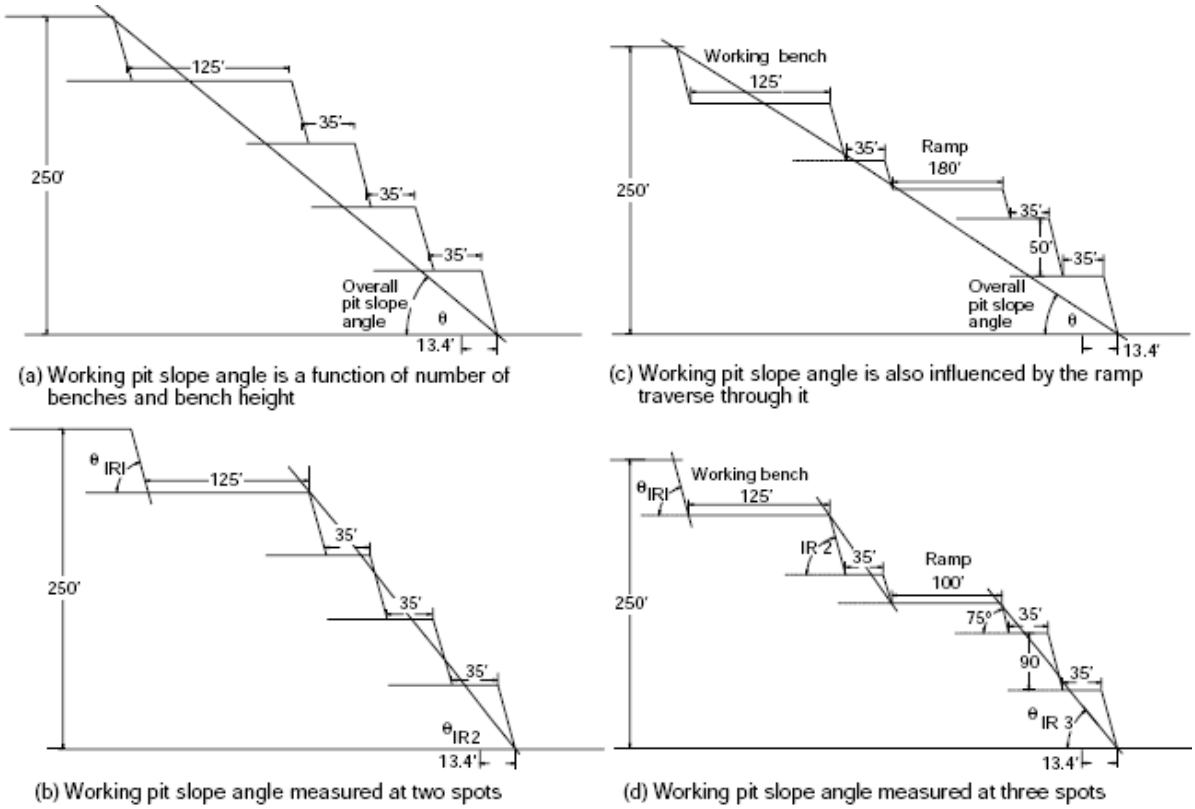
Општиот профил во површинскиот коп е функцијата на карпестата маса која го опкружува јагленскиот слој, додека аголот на наклон на работната падина (слика 3.6 (а)) е функцијата на бројот на етажи што работат во кое било дадено време, а исто така и на висината на етажата, која е одредена од факторите истакнати во претходните параграфи. Исто така е под влијание на рампата, ако поминува низ неа (слика 3.6(c) и (слика 3.6(d), како и состојбата на слојот во однос на стабилноста, присуството на дисконтинуитети и водата. Секое минерално тело или слој од сув и тврд јаглен без прекини ќе овозможи поголема висина на етажата, а со тоа и поголем агол на наклон на активната етажа Ова има импликации за

продуктивноста на експлоатацискиот рудник, поради фактот дека поголемата висина значи поголема можност за распоредување на голем капацитет од опрема, а тоа резултира со подобра продуктивност и пониски вкупни трошоци.

Конечниот наклон е права линија која поминува низ долниот раб на долните скали и горниот раб на горните скали на крајот на рударските работи – експлоатација на резервоарот (слика 3.5). Слика 3.6 го покажува наклонот на површинскиот коп на почетокот на експлоатацијата со површинскиот коп, неговиот конечен наклон на крајот од животниот век на површинскиот коп и се нарекува вкупен агол на конечниот наклон на површинскиот коп. Неговата вредност е под влијание на ширината на безбедносната берма и висината на етажата.

Причините за падот на површински коп се:

- Прифаќање на аголот на наклон на површинскиот коп со поголем наклон од соодветниот;
- Присуството на вода и неуспехот да се преземат ефективни мерки за решавање на овој проблем;
- Сечење на основата на карпестиот масив на падините;
- Присуство на геолошки раседи.



Слика 3.6: Параметри што влијаат на аголот на наклон на работната јама: висина на етажата, ширина на рампата, број на етажата. Параметри што влијаат на конечниот агол на наклон на јамата: ширина на безбедносната берма и висина на етажата

Figure 3.6: Working pit slope angle's influencing parameters: bench height, ramp-width, number of benches. Final pit slope angle's influencing parameters: safety-berm's width and bench height

Параметри што влијаат на аголот на наклон на конечниот наклон: ширината на безбедносната берма и висината на клупата. Ржевски во своите упатства предложи избор на наклон на откривката во различни ситуации, што во пракса може да има големо значење и придобивки. Така, за меки, лабави карпи, со отпорност на компресија, аголот на конечниот наклон на откривката треба да се земе во интервали:

Параметри кои влијаат на аголот на наклон на крајниот наклон: ширината на безбедносната греда и висината на скалата.

Ржевски во неговите насоки предложил избор на наклон на површински коп во различни ситуации, што во пракса може да има големо значење и придобивки. Така, оној за меки, лабави карпи, со отпор на компресија (отпор) $\sigma_c < 8 \cdot 10^6 Pa$, аголот на конечниот наклон на површински коп се зема во интервалите:

- $20-30$ степени – за пластични глини без лизгачки рамнини, со слаби контакти помеѓу слоевите и други слабечки рамнини,
- $15-20$ степени – за пластични глини и други глинени карпи со планови за слабеење во средината или на дното на падините.

Во овие вредности, присуството на вода, ако има, не е земено предвид и затоа аголот на наклон треба дополнително да се намали во влажни услови.

3.2.5. Коефициент на откривки

Во рудниците со отворен коп, со цел да се одреди длабочината на отворената јама, од суштинско значење е да се извршат детални пресметки, како што е количината на неплодни карпи кои мора да се отстранат со цел да се открие слојот на корисен минерал - јаглен. Односот помеѓу количината на неплодни карпи кои мора да се отстранат за да се извлече единица производство на јаглен се нарекува коефициент на откривање или коефициент на отворање. Бидејќи ова е извештај, тој мора да биде бездимензионално. Но, во пракса се користат различни конотации кои се разгледуваат, на пример:

KS = Вкупна количина на откривки (*тон*) / Вкупна количина на јаглен (тон) или (3.6a)

KS = Вкупен волумен на откривки (m^3) / Вкупна количина јаглен (тон) или (3.6b)

KS = Вкупен волумен на откривки (m^3) / Вкупен волумен на јаглен (m^3) или (3.6c)

За да се утврди максималната длабочина, врз основа на профитабилноста на операциите, од суштинско значење е да се знаат вкупните трошоци и приходи кои ќе бидат реализирани со продажбата на јаглен и неговите нуспроизводи, ако има такви. Со други зборови, каква ќе биде цената за отстранување на неплодните карпи околу јагленскиот слој помеѓу нултата површина и одредената длабочина, како и работите за експлоатација на јагленскиот слој кои се наоѓаат во рамките на овој јаглен.

$$KS_{max} = \frac{(\textit{цена или приход по тон јаглен} - \textit{трошок за екстракција по тон јаглен})}{(\textit{Цена за отстранување на јаловината} / m)}$$

(3.7)

Откако ќе се пресмета максималниот дозволен коефициент на откривање, може да се направи пресметка за да се открие (најде) соодветен калем за износот на неплодни карпи кои ќе бидат отстранети за да се открие јагленскиот слој до максималната можна длабочина.

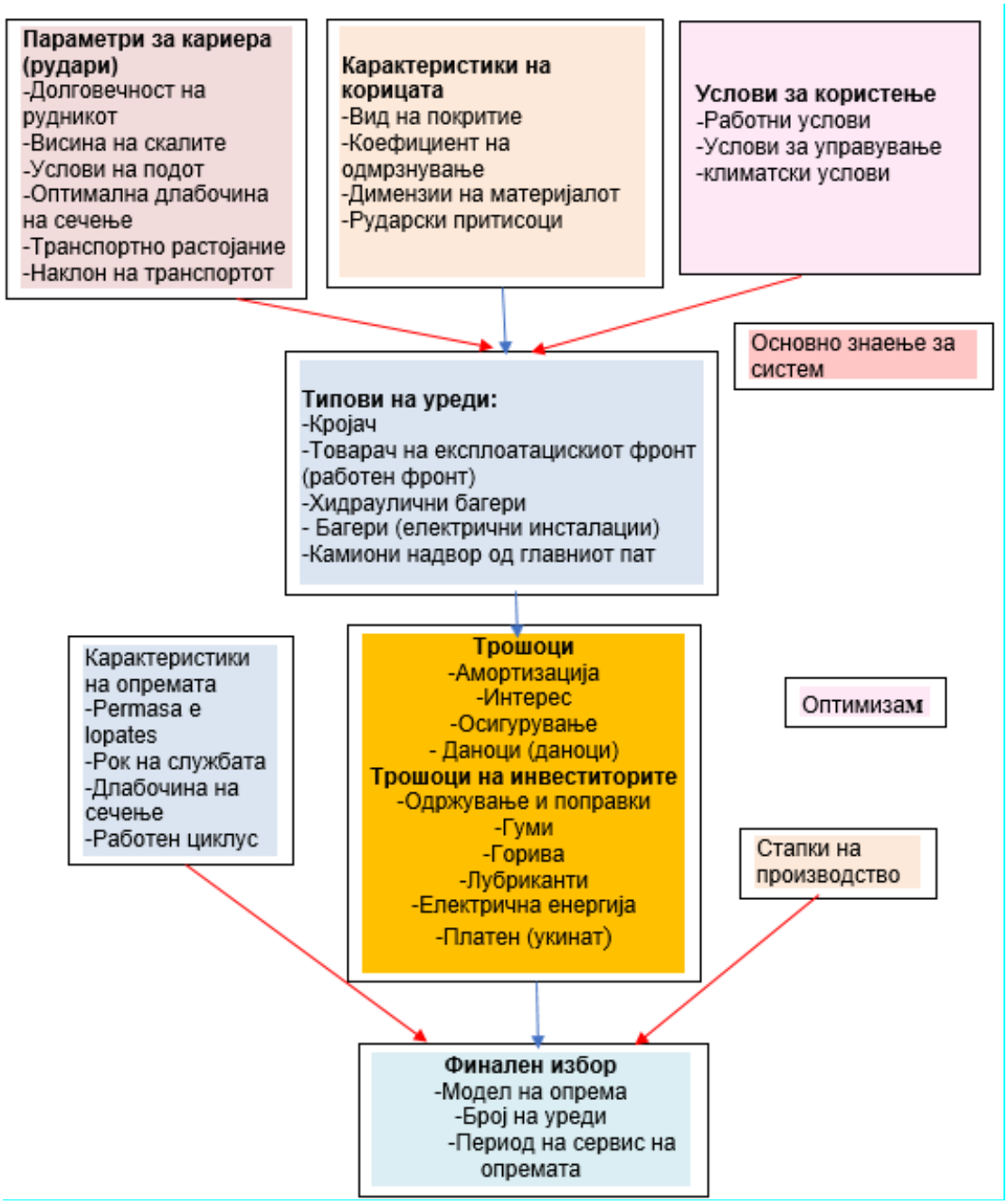
3.3. Основни аспекти на планирање и моделирање

Откривањето на јаглен се врши со истите методи и средства како во случајот на откривање на наоѓалишта на други видови корисни минерали. Познато е дека задачата за откривање на наоѓалиштата е да се воспостават правците на премин на рударските работи, транспортна врска помеѓу хоризонтот во употреба на површината, до кој јагленот изваден во етажите површискиот коп мора да се транспортира за преработка или за транспорт до постројки за збогатување. Покривката од искористливиот слој јаглен се отстранува со директно ископување механички и се транспортира до местата наменети за редење преку системот на етажните транспортери, системот акумулативни и магистрални транспортери.
Во процесот на користење важно е видот на опрема, методите и техниките да се усогласат едни со други за да се постигнат посакуваните резултати. Идејата е беспрекорен проток на јаглен и неплодни покривни карпи од нивните производствени места до нивните крајни дестинации. Главните аспекти кои можат да се земат предвид се следниве:

- Опремата избрана за специјални експлоататорски операции, како што се: ископување, товарење, транспорт, дробење, складирање, ги има соодветните спецификации и номинален капацитет, така што секоја индивидуална опрема може да се користи оптимално без да се попречува опремата во колото да биде доволно искористена. Во оваа смисла, голем број компјутерски програми и модули (стандардни елементи) се конструирани. Целта е да се оптимизираат сите ресурси за најдобри резултати. Дијаграмот прикажан на слика 3.7 може да се користи за постигнување на оваа цел.
- Хармонизација (координација) на климатските и геолошките услови.
- Хармонизацијата на планот за рударски работи земајќи ја предвид геометријата на етажите, наклонот (падот) на површинскиот коп, наклонот на рампите (просторите во работните квадрати на етажата во површинскиот коп), местата на поставување (испуштање) на минерали и неплодни карпи.
- Комплексот (систем) на опрема со мал број на машини и можни механизми во процесот на експлоатација да работи посигурно, поинтензивно и резултира со подобра ефикасност, а со тоа и профитабилност.
- Таму е можно протокот на материјали (од минерали и неплодни карпи) да биде непрекинат колку што е можно. Во глобалната рударска практика на експлоатација со кариери, започна употребата на информатичката технологија (ИТ) и комуникациските системи. Вреди да се спомене примерот на автоматизацијата на експлоатациските операции, Сименс, Германија, кој

го инсталира Општиот мрежен процес (OPN), англ. Лаубаг, Германија, каде што најголемата опрема за ископување во светот – роторните багери – се вклучени во процесот на експлоатација.

- Опремата која се користи и методите кои се применуваат мора да бидат безбедни и во согласност со барањата предвидени со закон. Мора да се обезбедат безбедни и удобни работни услови.



Слика 3.7: Дијаграм на проток за оптимизирање на површинските рударски операции. Потребните инпути и добиената продукција се прикажани

Figure 3.7: Flow chart for optimizing OF surface mining operations. Inputs required and output obtained are shown

3.4. Методи за оптимизација

Оптимизацијата се однесува на процесот на постигнување најдобри можни резултати во економската активност на поединци, фирми или компании под специфични услови. За време на дизајнирањето, изградбата и одржувањето на кој било систем, инженерите мораат, во различни фази, да донесат бројни одлуки и да изберат технички решенија насочени кон постигнување на посакуваните цели со минимални оперативни трошоци, максимален профит, максимално искористување на расположивата машинерија, минимизирање на времето итн. Реализацијата на овие цели одговара на решавање на различни оптимизациски проблеми преку математички модели кои ја претставуваат практичната ситуација што се проучува.

Во сите практични ситуации, подобрувањата во ефикасноста, квалитетот и продуктивноста на различните процеси во рамките на производствената индустрија можат да се изразат како функција од неколку контролни променливи. Затоа, оптимизацијата може да се дефинира како процес на наоѓање на условите што ја даваат минималната или максималната вредност на таквата функција.

Во рударското инженерство, оптимизацијата на технолошките експлоатациски процеси игра одлучувачка улога, бидејќи директно влијае на профитабилноста на рудникот и намалувањето на оперативните трошоци. Најзначајните технолошки промени се поврзани со зголемување на големината и капацитетот на постојната рударска опрема со цел да се зголеми продуктивноста и да се намалат поврзаните трошоци. Развојот на модерната механизација е проследен со сè поголем научен интерес за методите за оптимизација и решавањето на познатите проблеми во современите системи за експлоатација. Бидејќи проблемите со оптимизација се бројни и честопати доста разновидни, методите за наоѓање на нивните решенија се подеднакво разновидни, со други зборови, не постои единствен универзален метод за оптимизација кој е способен да ги реши сите проблеми со истата. Како резултат на тоа е развојот на широк спектар на методологии и техники за оптимизација дизајнирани за избор на оптимална опрема за дупчење, товарење, транспорт и одлагање, како и за намалување на трошоците за експлоатација и подобрување на вкупните перформанси.

Процесот на наоѓање на оптимумот на некој проблем под специфични услови се нарекува и математичко програмирање и генерално се изучува како дел од операционите истражувања. Поимот оперативно истражување вклучува неколку дисциплини од кои секоја се занимава со групи проблеми кои се слични во однос на математичкото моделирање. Всушност, оваа гранка на математичката наука се занимава со формулирање и решавање на вакви проблеми со примена на научни методи и техники во процесот на донесување одлуки и во потрагата по оптимални решенија.

Се разликуваат два вида методи на оптимизација:

(i) Традиционални методи за оптимизација:

- Линеарно програмирање
- Нелинеарно програмирање
- Геометриско програмирање
- Квадратно програмирање
- Целобројно програмирање
- Мултикритериумско програмирање
- Програмирање на цели
- Метод на внатрешна точка
- Теорија на графови
- Теорија на игри
- Стационарни стохастички процеси –синџири на Марков

(ii) Современи методи за оптимизација:

- Генетски алгоритми
- Симулирано жарење,
- Диференцијална еволуција
- Фази оптимизација
- Невронски мрежи
- Мравји алгоритам за оптимизација
- Оптимизација на рој честички

Во оваа дисертација ќе бидат разгледани методите на фази оптимизација кои се развиени за решавање на проблеми со оптимизација и одредување на оптимални процеси што вклучуваат моделирање на информации, објективни функции и ограничувања што не се јасно дефинирани. Фази методологијата за еднокритериумска и повеќекритериумска оптимизација за прв пат беше воведена од Рао во 1986 година.

Пред да се реши некој проблем потребно е да се идентификуваат: влезните податоци на проблемот, посакуваниот резултат и методот за решавање на проблемот. Базата на податоци за технолошките работни параметри за рударската опрема во реален простор и реално време се формира преку моделирање на нивното работење под специфичните услови на рудникот, со цел да се добијат параметрите што даваат најповолни резултати во однос на трошоците за производство и работење. Треба да се напомене дека моделот е синтетичка апстракција на реалноста и може да варира во широк опсег - од едноставни физички модели до многу сложени математичко-логички модели. Но, без оглед на нивото на сложеност, моделите се секогаш апстракции, бидејќи тие никогаш не ги вклучуваат сите карактеристики на реалниот систем и затоа не можат да бидат целосни претстави на реалноста. За време на конструкцијата на моделот, деталите кои не влијаат на однесувањето на системот или описот на одредени процеси обично се изоставуваат. Квантитативниот модел се изразува преку математички релации и може да се дефинира како статистички модел. Токму математичката статистика и теоријата на веројатност се користат за да се опише фактичката состојба на системот. Во моделите за оптимизација, целната функција се максимизира или минимизира со цел да се одреди оптималното решение. Евристичките модели се потпираат на емпириски правила за избор на концепт на

решение. При формирањето на модел, се разликуваат неколку карактеристични фази: Дефинирање на цели, Истражување на проблемот, Дефинирање на проблемот, Избор на метод на решение, Програмирање, Тестирање и валидација и Имплементација.

Фундаменталните цели на моделирањето во површинското рударство се однесуваат на формулирање на објективна методологија за пресметување на производствениот капацитет и евалуација на можностите за користење на опрема за ископ/товарење, транспорт и редење под различни услови на производство. Тестирањето (верификацијата) на моделот и неговата валидност претставува фаза во која резултатите добиени преку моделот се тестираат и споредуваат со реалните резултати од реалниот систем врз основа на собраните реални податоци. Имплементацијата е последната фаза од моделирањето и претставува воведување на моделот во практична примена. Ова вклучува подготовка на материјалот за корисниците на моделот, практична обука и демонстрација на работата на моделот.

Врз основа на анализата на минималните и максималните вредности на карактеристиките на истражуваното рударско подрачје, се формира матрицата на состојбата на работната средина. Оваа матрица ги содржи параметрите кои имаат директно и индиректно влијание врз пресметката на продуктивноста на рудникот. Директното влијание се врши од отпорите на ископот, додека индиректното влијание се изразува преку аголот на наклон на скалите за прифатената висина на скалата и факторот на безбедност за стабилност на наклонот.

Успехот на производството во површинската експлоатација зависи од низа фактори со различно влијание. Целосна оптимизација на процесот на експлоатација, земајќи ги предвид сите фактори на влијание, е речиси невозможна; сепак, оптимално решение може да се најде во форма на оптимален компромис. Во овој поглед, изборот на пристап преку кој се утврдува важноста на секој фактор е од особено значење. Воспоставувањето на таков пристап е комплексен процес кој, и покрај општите споделени принципи, останува карактеристичен и уникатен за секој специфичен рударски проект.

Совладувањето на оптимизацијата не може да се смета за комплетно без соодветно математичко моделирање, методи на оптимизација и поврзано програмирање. Терминот „моделирање“ често се смета како синоним за имитација, значење што се однесува само на физичко моделирање. Спротивно на тоа, математичкото моделирање се однесува на претставување на математички форми на компјутер (алгоритмизирање на проблемот преку автоматска обработка на информации) како претстави на одредени состојби на системот и неговите процеси.

Математичкиот модел ги зема предвид сите споменати фактори на влијание и го произведува оптималниот план за експлоатација за даден временски период. За време на формирањето на математичкиот модел, покрај различните барања што претставуваат цели, постојат и бројни ограничувања поврзани со достапната опрема, капацитетите на транспортната линија, квалификациската структура на работната сила итн. Ограничувања може да се појават во сите технолошки фази

на експлоатација на минерални наоѓалишта и мора да се земат предвид при конструкцијата на кој било модел.

Всушност, барањата и ограничувањата ги претставуваат условите што мора да се исполнат за да се постигнат целите и да се решат специфични проблеми кои во математичкиот модел се изразуваат преку нееднаквости од типот ≤ или ≥. За секоја технолошка фаза (на пр. ископ, подготовка, редење итн.) потребно е да се конструира (развие) математичкиот модел што одговара на практичниот проблем. Векторот X со контролна променлива формира $N-$ димензионален простор кој е подмножество од Евклидовиот простор R^n. Овој простор се нарекува простор со контролна променлива или едноставно контролен простор. Векторот на контролна променлива X може да се состои од континуирани или дискретни променливи, исто како што целната функција може да биде континуирана или дискретна. Секоја точка во контролниот простор може да биде изводливо или неизводливо решение за проблемот на оптимизација. Дали една точка е изводлива зависи од тоа дали ги задоволува ограничувањата. Потоа се применуваат методите и алгоритмите кои се користат за решавање на овие формулирани проблеми.

3.4.1. Моделирање на проблемот на оптимизација

Оптимизациски проблем моделиран само со една критериумска (целна) функција, генерално, може математички да се опише на следниов начин:

Вектор на контролна променлива

Секој инженерски систем е дефиниран со збир на специфични величини. Општо земено, одреден број од овие величини имаат константни вредности и затоа можат да се наречат однапред одредени параметри или само параметри. Сите други величини во процесот на дизајнирање може да се третираат како променливи. Овие променливи се нарекуваат контролни променливи i, $i=1,2,\ldots,N$.

Множеството контролни променливи го формира векторот на контролната променлива: $X=\left[x_1,x_2,\ldots,x_N\right]^T$.

Векторот на контролната променлива дефинира $N-$ димензионален простор, кој е подмножество од Евклидовиот простор R^N. Овој простор се нарекува простор на контролната променлива или едноставно контролен простор. Векторот x на контролната променлива може да се состои од континуирани или дискретни променливи, исто како што целната (критериумската) функција може да биде континуирана или дискретна. Секоја точка во контролниот простор може да претставува или изводливо или неизводливо решение на оптимизацискиот проблем. Дали една точка е изводлива зависи од тоа дали ги задоволува наметнатите ограничувања.

3.4.2. Ограничувања

При моделирањето на оптимизациски проблем, формулирањето на ограничувањата е од фундаментално и одлучувачко значење. За проблемите што конкретно произлегуваат во рударското инженерство, ограничувањата мора да се дефинираат така што решенијата добиени преку процесот на оптимизација ќе задржат целосна физичка валидност. Неправилното или несоодветното моделирање на ограничувањата може да резултира со решенија на кои им недостасува физичко значење и затоа се непрактични или неупотребливи.

3.4.3. Целна (критериумска) функција

Ве текот на дизајнирањето на системот, најдобрата алтернатива меѓу изводливите или поволните варијанти се избира во согласност со усвоените критериуми. Таквата најдобра алтернатива се нарекува оптимално решение на оптимизациската задача и претставува компромис помеѓу посакуваните цели (критериуми) и можните ограничувања. Тоа обично претставува најдобро математички дефинирано решение за дадениот проблем. Затоа, задачата на оптимизацијата е да се идентификува прифатливо или соодветно решение кое ги задоволува предефинираните барања. Генерално, може да постојат неколку прифатливи решенија, па затоа целта на процесот на оптимизација е да се избере најдоброто меѓу нив.

Поради оваа причина, потребно е да се воспостави критериум според кој можат да се споредат различни изводливи решенија и да се избере најдоброто. Критериумот којшто се користи за извршување на оптимизацијата - изразен како функција на контролните променливи - се нарекува целна (критериумска) функција. Изборот на целната функција зависи од природата на проблемот и полето на примена. На пример, во системите за површинско рударство, целта може да биде максимизирање на производството на рудникот, минимизирање на различните трошоци за производство, максимизирање на профитот или максимизирање на ефективното работно време во рамките на процесот на производство.

При решавање на кој било проблем со оптимизација, изборот на целната функција е една од најважните одлуки. Треба да се напомене дека во некои проблеми со оптимизација неколку целни функции мора да бидат задоволени истовремено. Таквата оптимизација се нарекува оптимизација со повеќе критериуми, што ќе биде подетално разгледано во Поглавје 4.

Генерално, процесот на оптимизација вклучува наоѓање на минималната или максималната вредност на дадена критериумска функција. Точката x∗ одговара на минималната вредност на критериумската функција $f(x)$, истата точка одговара на максималната вредност на негативната критериумска функција $-f(x)$. Минимизација - Земајќи ја предвид функцијата $f(x)$, вредноста на x што го минимизира $f(x)$ е истата вредност што го максимизира $g(x) = -f(x)$ [1]. Минимумот на функцијата $f(x)$ се постигнува за иста вредност на x како и

негативната функција $-f(x) = g$. Затоа, оптимизацијата може да вклучува минимизација, каде што максимумот на критериумската функција може да се одреди со наоѓање на минимумот на негативната вредност на истата критериумска функција. Имајќи го ова предвид, сите дефиниции, анализи и претпоставки може да се дадат само за случајот на минимизирање на критериумската функција, а ова важи и за случајот на максимизирање на критериумската функција.
Затоа, оптимизацијата може да вклучува минимизација, каде што максимумот на критериумската функција може да се одреди со наоѓање на минимумот на негативната вредност на истата критериумска функција.

3.4.4. Што е оптимизација

Оптимизацијата е процес на наоѓање на вредностите на векторот (x) што ја минимизираат или максимизираат функцијата $(f(x))$, наречена целна функција. Целната функција е математичка репрезентација на мерката за перформанси што сакаме да ја максимизираме или минимизираме. Кога оптимизацијата е поставена како проблем на минимизација, $(f(x))$ се нарекува функција на трошок, а кога е поставена како проблем на максимизација, $(f(x))$ се нарекува фитнес функција. Векторот (x \во X) е вектор на независни или одлучувачки променливи, а тоа се променливите кои можат да се прилагодат од страна на алгоритмот за оптимизација за да го задоволат критериумот за перформанси. Векторот (x) е одлучувачки вектор на проблемот [1].

3.4.4.1 Максимизирање или минимизирање

Дадена е функција $(f(x))$, вредноста на (x) што го минимизира $(f(x))$ е истата вредност која го максимизира $(g(x) = -f(x))$ [1]. Минимумот на функцијата $(f(x))$ се постигнува за истата вредност на (x) како и негативната функција $(-f(x) = g(x))$ [1], [11].
Ова значи дека максимумот на процесот може да се најде со наоѓање на минимумот на функцијата $(-f(x))$.
Генерално, процесот на оптимизација вклучува наоѓање на минималната или максималната вредност на дадена целна функција. Ако точката $(x\,\hat{}\,*)$ одговара на минималната вредност на целната функција $(f(x))$, истата точка одговара на максималната вредност на негативната целна функција $(-f(x))$. Затоа, оптимизацијата може да вклучува минимизација, каде што максимумот на целната функција може да се одреди со наоѓање на минимумот од негативната вредност на истата целна функција. Имајќи го ова на ум, сите дефиниции, анализи и претпоставки можат да се дадат само за случајот на минимизирање на

објективната функција, додека тие важат и за случајот на максимизирање на објективната функција [11].

Количината која треба да се оптимизира е одредена од целната функција во дадениот проблем. Целната функција може да се даде како експлицитна функција или може да биде резултат на сложена пресметковна постапка. Изборот на целната функција е одлучувачки, бидејќи ако избраната функција е неточна, нема да има сигурност во постигнување на зацртаната цел, ниту ефикасност на процесот на нумеричка оптимизација. Неправилниот избор на целната функција е исто така грешка во мултидисциплинарните оптимизации што може да се постават. Променливите што можат да се подобрат преку оптимизација се нарекуваат контролни или одлучувачки променливи. Ограничувањата се исто така функции претставени на одреден начин, што можат да бидат равенки или неравенки. Целната функција и дадените ограничувачки функции можат да се класифицираат како линеарни во форма $(f(x)=)$ или квадратни во форма $(f(x)=x_1^2+x_2^2+c)$.

Општо земено, проблемот на оптимизација се поставува на следниов начин: Минимизирање (или максимизирање) на функцијата $(f(x)),(x=(x_1,x_2,\ldots,x_n))$ под влијание на системот на неравенки и равенки: ({...}) и вредностите на променливите: $(x_1,x_2,\ldots,x_n)$. Ова е математички програмски модел.

3.5. Критериуми за избор

3.5.1. Избор на рударска опрема за експлоатација на јаглен

Во експлоатација со површински коп на депозитите на јаглен, идентификувани се две различни, но тесно поврзани прашања:

(1) Изборот на системот за експлоатација и (2) изборот на рударска опрема. Решението на прашањето за избор на рударска опрема е можно само по утврдување на оптималниот систем за експлоатација. За да се направи таков избор, потребно е да се извршат истражувања за ископување низ геозоната предвидена за експлоатација. Овие студии вклучуваат анализа на квалитетот на покривката, коефициентот на ослободување и компактноста на почвата, со што се овозможува ефикасно отстранување на карпестите маси за поставување на рударските работи.

По завршувањето на истражувањето, раководителите на рудникот го одредуваат најсоодветниот систем за експлоатација на јаглен, кој директно влијае врз изборот на видови рударска опрема која е најсоодветна за специфичните услови на проучуваната геозона.

Крајната цел на процесот на експлоатација на лигнит во Косово е да се минимизираат трошоците за добивање на оваа суровина, која служи како главен извор за снабдување со енергија на постоечките или планираните централи. Одлучувачки фактор во вкупните трошоци за рударските операции е транспортот на покриеност и лигнит до назначените дестинации. Во овој контекст, дисертацијата се фокусира на решавање на проблемот на избор на рударска

опрема со континуирано дејство (ВТО систем: Багер – Транспортер – Одлагач) и со дисконтинулно дејство (ВК систем: Багер / Товарни машини – Камион) за процесите на ископување/товарење, транспорт и одлагање на карпести формации (покривни материјали и лигнит), како важни фактори за вкупниот трошок за експлоатација на минерален лигнит**.**

Во полето на математиката за операциони истражувања, овој проблем се третира како оптимизациски проблем, каде што целта е:

"Оптимизација на ископувачкиот транспортен систем на рударски материјали (покриеност и лигнит) со цел да се постигне посакуваната изработка со најниска можна цена."

Општо земено, проблемот за избор на товарење и транспорт на рударска опрема вклучува купување и избор на соодветна опрема за извршување на однапред определени задачи. Неопходно е целата опрема во употреба да биде прилагодена на специфичните услови на работната средина, како и да биде компатибилна со други видови на оперативна опрема која е вклучена во процесот на експлоатација. Овие уреди, исто така, мора да бидат во можност да ги исполнат воспоставените ограничувања на производството, дури и откако технолошката компатибилност, сигурноста и барањата за одржување се земени предвид.

Третирајќи го изборот на опрема како проблем за оптимизација, целта на оваа истражувачка студија е да се формулира рамка за донесување одлуки која, земајќи го предвид планот на рударските работи за експлоатација на лигнит и сетот на машини за ископување / товарење (багери) и транспорт (соодветни транспортери и камиони), ќе овозможи оптимален избор на моделот на опрема кој ја максимизира економската ефикасност на системот за експлоатација, т. е. неговата нето-сегашна вредност.

Од рударската практика на површинско експлоатација на лигнит, познато е дека процесите на ископување и транспорт сочинуваат 50% околу вкупните производствени трошоци. Поради оваа причина, економската оптимизација на системите В-Т-О (багер – транспортер – одлагач) и В`-К (багер / машина за товарење – камион) е од суштинско значење за реализацијата на долгорочните стратешки цели на рударската индустрија.

Понатаму, експертите од областа анализираат фактори како што се климатските услови, карактеристиките на локацијата и геотехничките параметри за да го утврдат не само оптималниот систем за експлоатација, туку и најсоодветната подгрупа на опрема за ископување/товарење и транспорт (Gregory 2003; Bascetin 2004). Токму оваа подгрупа на опрема ја формира основата за развој на истражувачка студија насочена кон оптимален избор на парк за рударска опрема.

При изборот на парк за опрема во рударската индустрија мора да се земат предвид три главни компоненти: бројот, видот и големината на опремата. Интуитивно, овој проблем е тесно поврзан со проблемот на дистрибуција (кој вклучува дистрибуција на опрема за задачи дефинирани во рударскиот режим) и проблемот со замена на опремата (каде што циклусот на замена е оптимизиран за избраната опрема).

Многу автори вложиле напори да ги одредат сите фактори кои влијаат, кои го дефинираат проблемот на селекција на технологија и го дефинираат системот за експлоатација. Изборот на опрема за одредени рударски процеси во рамките на избраниот експлоатациски систем е прилично комплициран процес со оглед на влијанието на голем број фактори врз успехот на производството во кариерите. Основниот принцип во дефинирањето на системот на експлоатација е да се одреди хиерархиската важност на одредени фактори на влијание. Практично е невозможно да се дефинира рударскиот систем и опремата во него, која целосно ќе одговара на сите дадени фактори. Прифатениот оперативен систем мора да претставува оптимално решение во однос на главните фактори, а што се однесува до другите фактори, уредот обично не може целосно да ги задоволи сите услови.

По повод планирањето на рударскиот проект, тоа е општ постулат кој треба да се базира на природните фактори кои ги дефинираат геолошките, геомеханичките и географските својства на конкретната населба. Со концептот на оптимална кариерна опрема според повеќето автори (Sharma 1999; Bozorgebrahimi et al. 2005; Aykul et al. 2007) всушност значи технолошки систем, кој во рамките на ограничувањата на работната средина ги исполнува целите на производството, обезбедувајќи минимални трошоци.

Берт и Качета (2013) во професионалната литература и нивните научни трудови, откриле дека проблемот за избор на оптимален сет на опрема во барањата е идентификуван или решен во рамките на изборот на системот за експлоатација. Бидејќи изборот на системот за експлоатација претставува една од основните основи во развојот на секој рударски проект, јасно е дека ова е потенцијалното влијание врз изборот на рударска опрема во сите други фази на планирање. Во рударската пракса, проблемот на меѓузависност помеѓу експлоатацискиот систем и рударската опрема се решава со воведување на оперативната процедура за време на планирањето на посебните елементи на проектот со цел да се оптимизира целиот процес на експлоатација.

Во сегашната практика на користење на косовскиот лигнит, главно се применува директно механичко уништување со машини, како за отстранување на откривка така и за експлоатација на лигнитот. Употребата на овој технолошки систем е овозможена од физичко-механичките и технолошките карактеристики на формациите кои го градат покривот, како и оние на самиот лигнит. За реализација на операциите за експлоатација и товарење на ископаните материјали во работните скали на рудникот за лигнит, главните машини кои се користат се роторски багери. Главната причина за користење на овие багери е високата изработка, што ги прави погодни за овој тип на површински коп.

Земајќи ја предвид постоечката рударска опрема и геолошките услови кои преовладуваат во овој депозит на лигнит, технолошките системи се избрани за стратешка споредба на рударските полиња и технолошките шеми, кои вклучуваат:

(i**) Опрема со непрекината или континуирана работа:**

- Роторни багери,
- Транспортери со лента и самоодни транспортери („Постоечки“),
- Одлагачи.

Овие уреди може да се опишат на следниов начин:

А. Роторни багери, Лентести транспортери и Одлагачи – „Постоечки“

Б. Роторни багери, Лентести транспортери и Одлагачи - "Ново"

(ii) Опрема со прекината или дисконтинуирана работа

- Камиони и товарачи (багери) („Мобилна опрема“)

Во оваа дисертација, двата типа на технолошки системи: континуирани и дисконтинуирани, ќе бидат разгледани, а нивните перформанси ќе бидат споредени во различни аспекти, како што се ефективноста, безбедноста и трошоците за производство. Така, ќе бидат разгледани два главни технолошки системи: Континуиран технолошки систем (ВТО) и Дисконтинуиран технолошки систем (ВК).

Во континуираниот технолошки систем (ВТО: Багер со ротор + Транспортер + Одлагач), негова главна врска е роторскиот багер, кој работи континуирано и е основната машинерија за експлоатација на површинските депозити. Другите две врски на системот се транспортерите, кои се користат за транспорт на материјали ископани од багери, и стек-формирачи, кои се основни машини за складирање на материјали кои се носат од страна на лентни транспортери.

Од друга страна, дисконтинуираниот технолошки систем вклучува багери со циклични ископувања и камиони за саморастоварување, кои се користат за транспорт на ископаните материјали до одредената дестинација. Овој систем, во споредба со континуираниот систем, има наизменична акција, каде што товарењето и транспортот се вршат во одделни циклуси.

3.5.2. Избор на опрема за транспорт на багер со континуирана работа

3.5.2.1. Конструктивни карактеристики на роторниот багер

Роторните багери претставуваат опрема со континуиран работен режим, која се карактеризира со висока продуктивност во ископ на руда и отстранување на покривката во наоѓалиштата што се експлоатирани со метод на површинско рударство. Телото на роторскиот багер, како што е илустрирано на слика 3.8 (а), се наоѓа на пониска ротирачка платформа, која се движи над механизмот на синџирот. Како резултат на тоа, багерот е во можност да изврши ротација околу вертикалната оска преку неговиот торзионен систем.

Роторното тркало, кое го сочинува главниот алат за ископување, е опремено со неколку корпи рамномерно поставени по должината на периферијата. Ова тркало е прицврстено за едниот крај на телото на багерот, додека другиот крај е поврзан со врвот на телото. Во внатрешноста на структурата на телото, која делува како потпорна греда, транспортната лента е интегрирана. Овој систем го прифаќа материјалот исечен од корпата и го пренесува на секундарен транспортер, кој се наоѓа на дното на уредот. Од овој носач, материјалот се натоварува директно во

транспортните средства, кои можат да бидат возови, транспортери или камиони. Вертикалното движење на телото е овозможено преку јажиња прицврстени за раката на багерот.

Најголемиот роторски багер во светот е во работа во отворениот коп "Рајнбраун" во Хамбах, Германија, со дневен производствен капацитет од 240 000 м³, како што е прикажано на слика 3.8 (б). Сличен рудник е оној на јаглен во Нејвели, Индија, каде роторните багери исто така се користат за вадење на јаглен и фрлање на јаловиниот. Во овој рудник, коефициентот на откривање достигнува 11 (или 5,5 м3 на 1 тон лигнит), што значи дека за да се добие 1 тон лигнит, мора да се отстрани 11 тони покриеност и да се пумпа 13 тони вода.

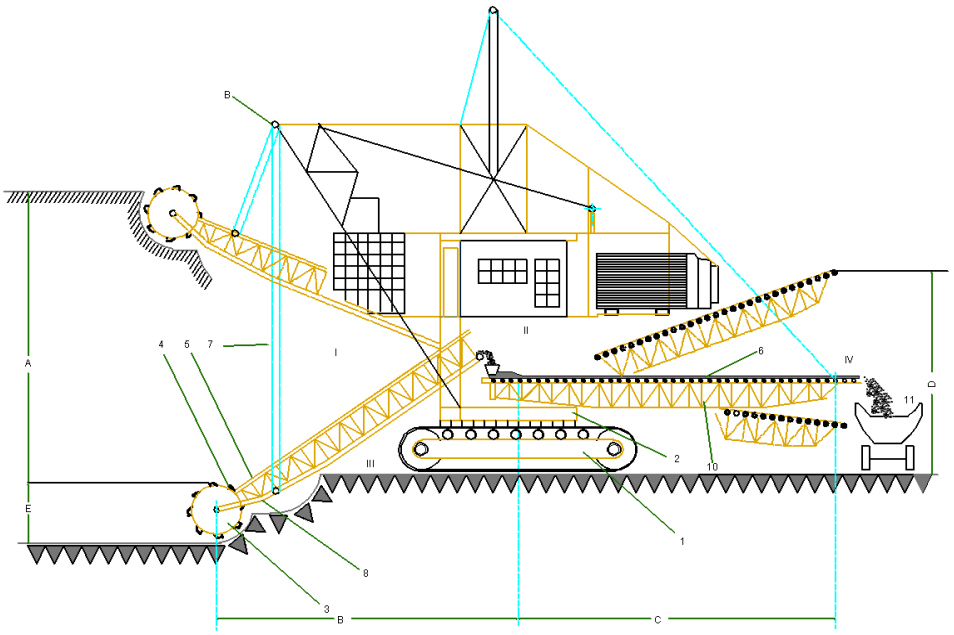
Роторските багери во моментов претставуваат најраспространетата опрема за површински коп со мек или умерено мек материјал, како во светот, така и во Косово. Неодамнешните случувања во областа на инженерството овозможиле создавање на напредни структури кои задоволуваат широк спектар на техничко-рударски барања, обезбедувајќи висока техничка и економска ефикасност во работата. Ова е постигнато благодарение на голем број функционални предности, меѓу кои може да се спомене: висока оперативна безбедност, ниска потрошувачка на енергија и висок коефициент на ефикасност на работното тело $\left(\eta = 0{,}8 \div 0{,}9\right)$.

Меѓу многуте модели и класи на багери со континуирано дејство постои серија на комбинации на нивните линеарни работни димензии, на кинематички, конструктивни, енергетски и динамични карактеристики, меѓу кои се: должина на стрелата (раката), конструкција на стрелата (со фиксна врска или телескопска тракција), дијаметар на работното тркало, волумен, број и облик на корпа монтирани на работното тркало, роторот и нивниот волумен, ширината и брзината на транспортерот, механизмите за возење (пренос на енергија) на роторот и багерот итн. Наведените големини се дадени во каталозите на производителите на овие машини и служат како информации за избор на тип и големина на багер за тврди технички услови. Роторните багери обично работат со копање високо над нивото на стоење. Исто така, овие багери можат да бидат со држачи нагоре или надолу. Максималната висина на држењето над него може да биде до $50\left(m\right)$ и надолу до $20\left(m\right)$. Аголот на наклон на телото може да биде $30-40$ (степени).

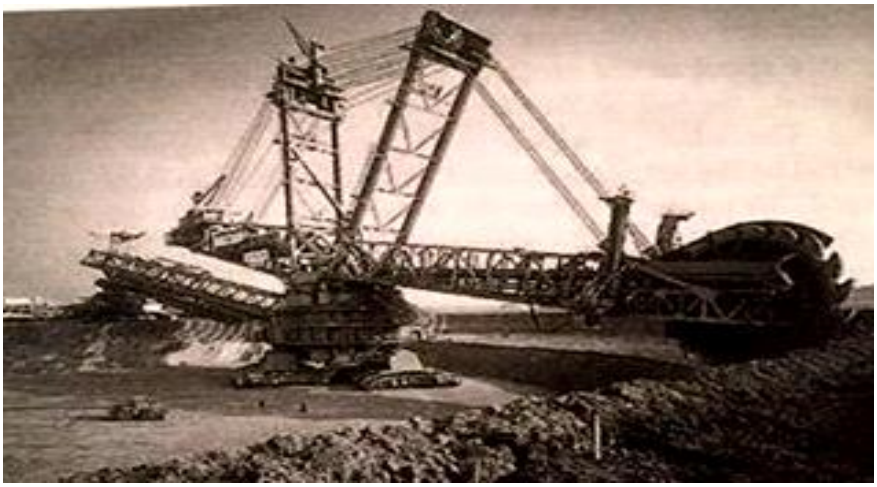
Според општата шема на дизајнот прикажана на слика 3.8 (а) роторниот багер поседува работен елемент (ископувачки алат) во форма на тркало кое ротира со корпа лоцирани на неговата периферија, според што овие машини ја добиле ознаката роторски багер.

Роторните багери во површинските копови се користат за покривање на отстранување (т. е. за откривање) и за ископ на лигнит и можат да работат на различни нивоа. Работната шема на роторните багери го вклучува делот од карпестата маса или стопената маса на која се врши ископувањето и ископувањата на лигнитната маса, стоечкиот квадрат на багерот, како и стоечкиот квадрат на транспортното возило. Обично роторните багери работат со фронтално ископување, според ширината на влезот. Во овој случај багерот останува на место,

додека телото заедно со роторот се врти против оската на багерот под агол $\psi = 90 - 135$ и само во ретки случаи под агол помал од 90°.



(а). Општа конструкција на роторскиот багер: I – стрелка (може да се спушта и крева) II – горна конструкција (механизам за подигање, баласт и дигалки), III – долна конструкција (за одење на синџири, управувачка опрема и кабина за дистрибутивна опрема, механичка канцеларија и механичка бригада за инстант поправки, IV – преден транспортер за празнење (рака за растовар), 1 – долна структура (rama) на багерот, 2 – ротирачки механизам, 3 – работно тркало, 4 – корпа на багерот, 5 – стрела на овенот, 6 – транспортер, 7 – кабел (челични јажиња) виси, 8 – горна структура на багерот, 9 – транспортер со шипка, 10 – ротирачка рака, 11 – транспортни средства за прием на материјалот, A – висина на сечење, B – радиус на сечење, C – радиус на празнење, D – висина на празнење и E – длабочина на сечење.



(б)**. Роторски багер - најголемата рударска и екстракциона опрема во светот** .Овој технолошки гигант е специјално дизајниран и изграден за специфични работни услови и

поставени стапки на производство. Моментално, тој реализира стапки на производство до 240000 м3 (стопен метар) дневно, висина на ископувањето околу 100 метри и лична маса од 135000 тони. *(Courtersy, Krupp, 2000)*

Слика 3.8: Багер со ротор
Figure 3.8: Bucket wheel excavator

Работната предна ширина на роторот багер, за случај на ротирање на стрелката со $\psi = 90°$ како и ротирачкото тело т. е. За $\psi = 135°$, се одредува според формулата:

$$B_f = R_{k\cdot\min}(1-\sin\psi)$$

$R_{k\cdot\min}$ – *минимален радиус* на зафат на багерот (m)

ψ – *агол на ротација на багерот* (степени).

Максималната висина на скалата (работен фронт) се одредува од максималната висина на држењето на багерот од стоечкото ниво или од максимално дозволениот агол на телото на багерот $\varphi_{\max\cdot lej}$.

Во одредувањето на ефикасноста на роторните багери, во прилог на висината на ископувањето, теоретската изработка на багер е од најголемо значење. Анализата на односот помеѓу геометриските параметри и теоретскиот капацитет на роторниот багер покажала дека постои континуирана тенденција за дизајнирање и производство на багери со модерна конструкција со голем капацитет, особено благодарение на нивната употреба во комбинација со самоодни ленти и со такви димензии кои овозможуваат да се реализира голема вкупна висина на ископувањето со поволни техничко-економски индикатори на ископување. Одредувањето на продуктивноста на овие багери е сложена задача во технологијата за експлоатација на корисни минерали, бидејќи мора да се земат предвид низа фактори кои имаат влијание врз ефективноста на производството. Исто така, проектираната динамика на развојот на рударските работи во процесот на експлоатација на наоѓалиштата на површина зависи од точноста на прогнозата за посакуваната продуктивност.

Роторните багери работат во различни техничко-рударски услови и копаат во хетерогени формации со различни физичко-механички својства, па затоа нивното производство претставува еден од најважните техничко-технолошки параметри. Меѓу клучните фактори со најголемо влијание врз продуктивноста на јамата при имплементирање на роторски багери се:

- Физичко-механичките карактеристики на ископаниот материјал кои директно го одредуваат техничкиот капацитет (преку коефициент на полнење k_m, коефициент на одмрзнување k_{sh}, отпорност на ископување k_l, итн k_F), додека индиректно влијаат на ископувањето и капацитетот за искористување на багерот (технолошки комплекс БТО).

- Степенот на усогласување на работната технолошка шема и геометриските параметри на скалата и блокот (ширина и должина на блокот, висина на скалата, агол на наклон на страничниот и фронталниот наклон итн.) со градежните параметри на багерот.
- Организациски и други фактори како што се: организација на технолошкиот процес во површинската експлоатација, систем за експлоатација, организација на одржување на рударската опрема, времетраење и број на работни смени во текот на годината итн.
- Другите фактори на влијание се променливи во рамките на површинската експлоатација на рудникот и во рамките на скалата и блокот, како резултат на тоа тие предизвикуваат постојани и чувствителни осцилации на ефективната изработка на багерот.

Во текот на пресметката се разликуваат следниве видови на изработка на багерите: теоретски (Q_{teo}), технички (Q_t), ефективни (Q_{ef}) и експлоататорски (Q_{sh}).

3.5.2.2. Теоретски основи за контрола на роторски багери по производство

(i) Теоретска продуктивност – Теоретски капацитет

Капацитетот на роторскиот багер $\left(Q_{teo}\left[m^3/h\right]\right)$ е дефиниран како волумен на ископаниот материјал во единицата време. Појдовната точка за одредување на продуктивноста на роторните багери е "теоретската продуктивност", $Q_{teo}\left[m^3/h\right]$ како основна вредност за оценување на ефективната долгорочна и краткорочна продуктивност $\left[m^3/h\right]$ на роторните багери и е дадена со изразот:

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{kov} \ (m^3/час, \text{ распаѓачки материјал}) \qquad (3.11а)$$

каде:

Q_{teo} – теоретски принос (принос) во [m^3 / час], материјал во стопена состојба, *(бидејќи за време* на сечење во покривка или лигнит формации тие го добиваат стопениот материјал, теоретскиот капацитет се пресметува во материјалот во стопена состојба)

Nz – број на празнини на корпата на работното тркало во рок од една минута,

E_{kov} – геометриски или номинален волумен на корпата во [m^3] (волуменот на материјалот што корпата го ископува за време на преминот низ камениот материјал),

E_{kov} – обично се дава како геометриски волумен на корпата $\left(E_{gj}\right)$ плус 50 % волуменот на прстенестиот простор E_{hu}, значи

$$E_{kov} = E_{gj} + 0.5\ E_{hu} \ (m^3, \text{ растрошен материјал}) \qquad (3.11б)$$

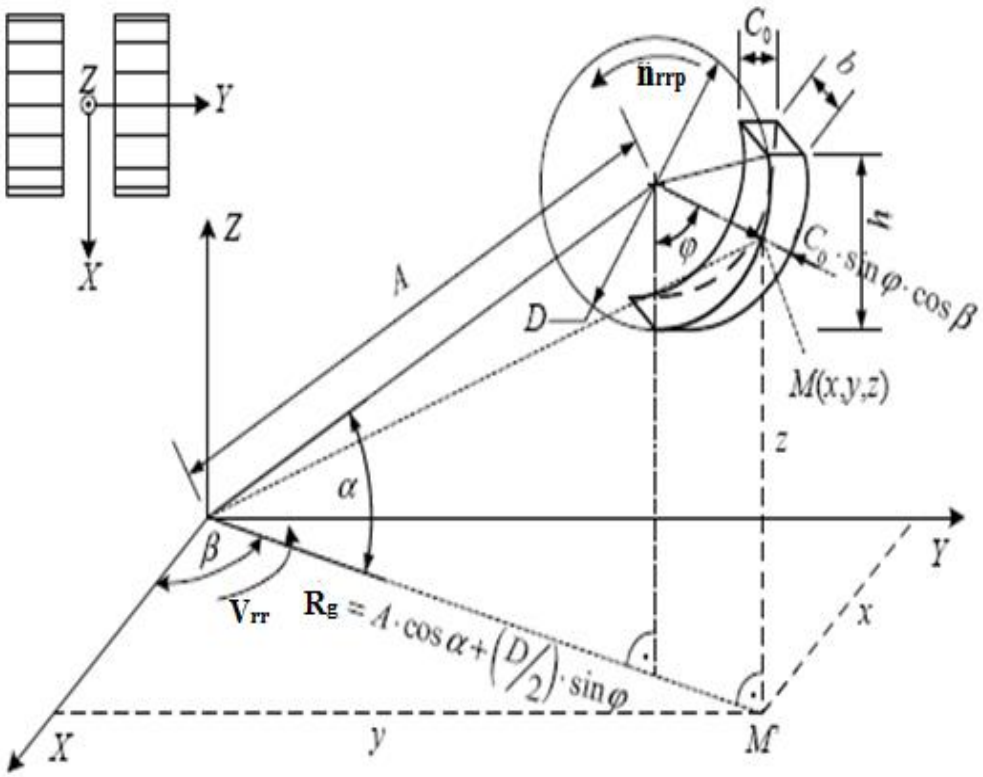
Бројот на корпи кои можат да се испразнат во рок од една секунда $[N_z / \sec]$ е во директна пропорција со брзината на сечење $[V_c]$.*брзина на* сечење) и $[m/\sec]$ бројот на корпи поставени на периферијата на работното тркало $[N_{kov}]$ во парчиња и во коса пропорција со обемот на работното тркало $[\pi D]$ во метри (D – дијаметар на работното тркало во m), т. е.

$$N_z = \frac{V_c \cdot N_{kov}}{\pi \cdot D} \left[\sec^{-1}\right] \qquad (3.11в)$$

Наведената формула за одредување на теоретскиот капацитет на роторниот багер ја игнорира физичката суштина на процесот на ископување на багерот. Со цел капацитетот на багер да се проучи од гледна точка на меѓусебната зависност на градежните параметри на багерот и технолошките параметри, мора да се започне од технолошките параметри на сечење (ремен) и парче. Земајќи ја предвид геометријата на багер и обликот на сечењето прикажано на слика 3.9, волуменот на сечењето, или со други зборови количината на материјал ископан од корпата кога поминува низ материјалот за време на целосна ротација на работното тркало е еднаква на**:**

$$dE = b \cdot C_0 \cdot \sin\varphi \cdot \cos\varphi \cdot \frac{D}{2} \cdot d\varphi \qquad (3.11d)$$

Во последните равенки, (b) е ширина на сечење, (C_0) е дебелина на сечење, (D) е дијаметар на работното тркало и (φ) е агол на ротација на работното тркало.



Слика 3.9: Шема на сечење и основна геометрија на багерот со ротор
Figure 3.9: Schema of cross-sectional and basic geometry of a bucket-wheel excavator

Под услов висината на сечење (или висината на потчекорот (h)) е еднаква на половина од дијаметарот на работното тркало, т. е. со $D/2$ и агол (φ) еднаков на 90°, волуменот добиен од едно сечење може да се пресмета на следниов начин:

$$E = b \cdot h \cdot C_0 \cdot \cos\beta \ (m^3, \text{раздробен материјал}) \qquad (3.11e)$$

Тогаш теоретскиот капацитет ќе биде:

$$Q_{teo} = 60 \cdot h \cdot C_{\max} \cdot b \cdot N_z \cdot k_{sh} \ \left(m^3 h^{-1}\right) \qquad (3.11f)$$

Каде е:

$h -$ висината на исеченото парче, (m),

$b -$ ширина на парче, (m),

$C_{\max} -$ дебелина на парчето, (m),

$k_{sh} -$ коефициентот на раздробен материјал.

Постои функционална зависност (b) помеѓу ширината на парчето (N_z), бројот на празнења на корпа (V_{rr}) и брзината на ротација на држачот на роторот:

$$b = \frac{V_{rr}}{N_z} \ (m) \qquad (3.11g)$$

Со замена на релацијата (3.11g) во формулата (3.11f) се добива следнава форма:

$$Q_{teo} = Q_0 = 60 \cdot h \cdot C_{\max} \cdot b \cdot k_{sh} \ \left(m^3 h^{-1}\right) \qquad (3.11ч)$$

каде:

$h -$ висината на исеченото парче во метри,

$V_{rr} -$ брзината на ротација на најдлабокото сечење под аголот на ротација измерен $\varphi = 0$ во метри во минута,

$C_{\max} -$ дебелината или длабочината на сечењето добиено со помош на корпата во метри,

$k_{sh} -$ коефициентот на раздробен материјал.

Ширината на сечење (b) ја претставува траекторијата на горниот дел на носачот на работното тркало, движејќи се со брзината на ротација и $V_{rr}\ (\textit{врт./мин})$ сечење во хоризонтална рамнина, од моментот кога едната корпа е вметната во камениот материјал до моментот кога другата корпа е вметната во материјалот. Оваа траекторија зависи од радиусот на ротација на центарот на работното тркало (R_g), кој како параметар на геометријата на багер е претставен на слика 3.10.

Ширината на сечење може да се запише како во однос (3.11e) земајќи ги предвид следниве претпоставки: 1) ширината на (b) сечење е многу мала во однос на радиусот на ротација на центарот на работното (R_g) тркало и 2) брзината на $V_{rr}\ (\textit{врт./мин})$ ротација, од моментот кога една корпа е вметната во материјалот до моментот кога другата корпа е вметната во материјалот е константна.

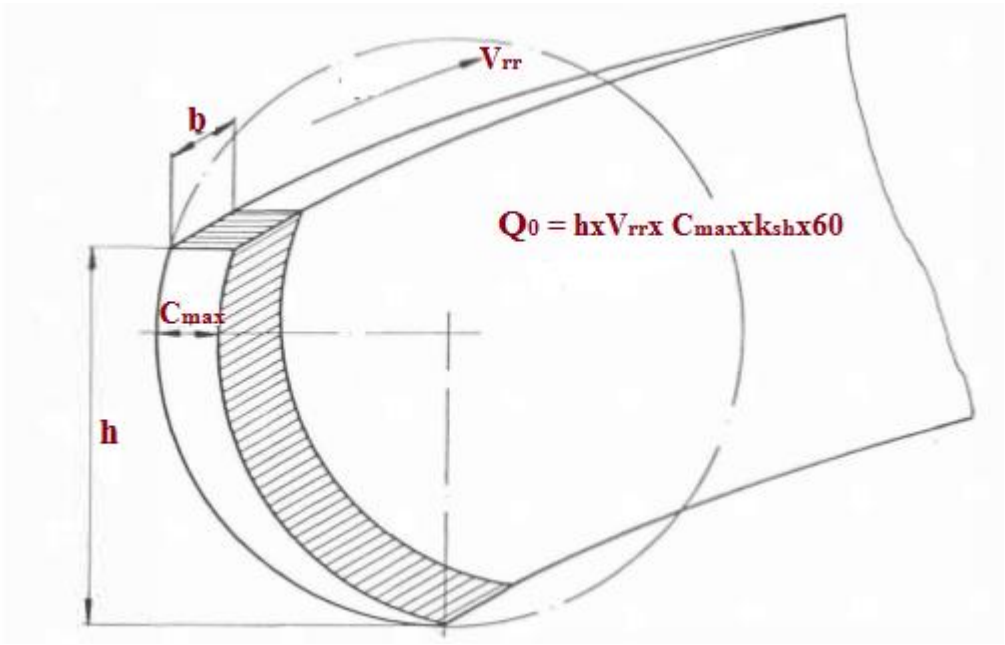
$$b = \frac{2\pi \cdot V_{rr} \cdot R_g}{N_z} \qquad (3.11и)$$

Конечно, од релацијата (3.11b) земајќи ги предвид релациите (3.11e) и (3.11f) следува дека теоретската изработка или теоретскиот принос е како што следува:

$$Q_{teo} = 60 \cdot 2\pi b \cdot R_g \cdot V_{rr} \cdot h \cdot C_0 \cdot \cos\beta \ \left(m^3/h\right) \qquad (3.11j)$$

Производство на $V_{rr} \cdot C$ останува константна секогаш до длабочината на сечењето $'C'$, кој се намалува со зголемување на аголот на ротација φ, може да се компензира со зголемување на брзината на ротација $'V_{rr}'$ (слика 3.10.). Искуството покажало дека максималната брзина на ротација $V_{\max}$, не се осмелува да надмине 30 *m/min* од кинематичките причини т.е. причината за силите со кои се

среќаваме за време на враќањето и силите на удар кога се судираме во различни пречки.



Слика 3.10: Шема на димензите на исечено парче со едно зафаќање на корпата
Figure 3.10: Scheme of the dimensions of the cut slice with one bucket grab

Функцијата $\frac{1}{\cos\varphi}$ е драстично намалена во опсегот $\varphi = 60°$ и $\varphi = 90°$. Не е економично да се зголеми брзината на ротација на држачот на роторот за да се компензира за аголот поголем од $60°$. Одредувањето на теоретскиот капацитет на роторските багери, со користење на инсталираниот капацитет на транспортната лента, или дијаметарот на работното тркало, е неточно (постојат флуктуации $\pm$ 30%). Големите парчиња транспортиран материјал и адхезијата на материјалот на лентата, како и условите на евтино сечење на работното тркало се само три од многуте причини кои ги прават таквите формули бескорисни.

(ii) Ефективна изработка

Ефективната изработка *на* (Q_{ef}) роторскиот багер во суштина претставува поправена теоретска изработка, земајќи ги предвид факторите наведени погоре, кои влијаат на вистинската часовна изработка на роторниот багер и може да се дефинира со следната равенка:

$$Q_{ef} = \frac{3600 \cdot E_{kov} \cdot K_m \cdot K_k \cdot K_0}{K_{sh} \cdot N_{zs}} \quad \left[m^3/h\right] \qquad (3.11к)$$

$$N_{zs} = \frac{V_p \cdot N_{kov}}{\pi \cdot D} \qquad (3.11м)$$

каде: Q_{ef} – Ефективна часовна продуктивност на багерот

E_{kov} – Волуменот на корпата инсталиран на работното тркало во литри

N_{zs} – Бројот на корпи испразнети во рамките на една секунда

V_p – Брзината на смолкнување на $m/\sec$

N_{kov} – Бројот на корпи монтирани на работното тркало

K_m – Коефициент на полнење на корпата на багерот

K_{sh} – Коефициент на раздробеност на ископаната карпа

K_k – Коефициент на искористување на работното време

K_0 – Оперативен коефициент или услови на искористување

D – Дијаметар на работното тркало во метри.

3.5.3. Основи на пресметката на лентовиот транспортер

За да се пресмета транспортерната лента, потребни се следните параметри:

- потребниот транспортен капацитет, $Q\ \left(t/h\right)$;
- густината на фрлање на материјалот, $\rho_m\ \left(t/m^3\right)$;
- максималните димензии на парчињата материјал кои треба да се транспортираат; $d_{\max}\ \left(mm\right)$.
- Карактеристики на самиот транспортер - растојание помеѓу центрите на барабанот, должина на хоризонталните делови на шипката, аголот на наклон на транспортерот итн.

Основните елементи за пресметување на капацитетот на транспортната лента се:

- ширина на транспортер - лента,
- брзина на транспортер - лента,
- транспортер на капацитет,
- физичко-механичкото својство на карпестиот материјал кој се транспортира,
- транспортна пруга со сите потребни параметри.

(А) Капацитет на лентов транспортер

Капацитетот на лентов транспортер зависи од голем број фактори: физичките својства на материјалот кој се транспортира (агол на природниот наклон, густина на материјалот, големина на честичките, составот на материјалот, влага, надворешно триење), техничките карактеристики на транспортерот (ширина на транспортерот, профилот (пресек) на лентата, брзината на движење на ременот, наклонот и технолошки услови. Во согласност со општиот пристап за одредување на транспортниот капацитет, во хоризонталните транспортери материјалот се фрла рамномерно, основните изрази за одредување на часовниот капацитет, во случај на транспорт на ронливи материјали се:

$$Q_v = 3600 \cdot A_m \cdot v \ \left[m^3/h\right], \quad Q_t = 3600 \cdot A_m \cdot v \cdot \rho_m \ \left[kN/h\right] \qquad (3.12)$$

Каде се тие:

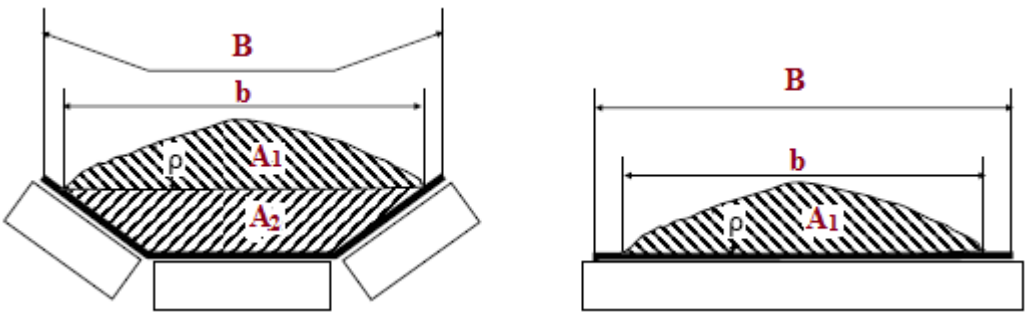
$A -$ површината на пресекот на материјалот фрлен на лентата $\left(m^2\right)$;

$v -$ брзина на транспорт (m/s);

$\rho_m -$ густина на материјалот кој се транспортира $\left(t/m^3\right)$

Површината на пресекот на материјалот фрлен на лентата *A* зависи од видот на материјалот кој се транспортира и обликот на лентата. Пресметката на површината А е сложен проблем, бидејќи пресекот на материјалот има различни геометриски форми. Ова ќе зависи од позицијата на лентата на рулетот, нејзината ширина, состав и сечење на материјалот кој се транспортира. Униформни коптски материјали, класифицирани и зрна создаваат парабола-слични форми на секции. Материјалите со големи пропустливи зрна и со различен состав создаваат попречен пресек сличен на рамностраниот триаголник, чии ребра се наклонети под аголот φ. Поради овие причини, постојат неколку емпириски методи за пресметување на делот на материјалот на лентата, кои не се секогаш погодни за практична примена. За практична употреба, универзален метод се препорачува за сите видови материјали, кој претпоставува дека материјалот фрлен на лентата формира триаголник на еднакви со аголот на природно леење $\left(\varphi\right)$, кој зависи од внатрешното триење на материјалот.

За транспорт на материјали во распадната состојба, како правило, се користат профили во облик на жлеб, од кои најчесто се користи трапезоидната форма (слика 11.а), која е обезбедена со соодветно поставување на ролери. Рамната лента исто така може да се користи за мала носивост (слика 11 b):



Слика 3.11: Типичен изглед на напречниот пресек на материјалот над лента: а) за случајот на трапезоиден профил, б) за случајот со рамна лента
Figure 3.11: Typical cross-sectional view of the material above the belt : a) for the case of a trapezoidal profile, b) for the case of a flat belt

Се разбира, клучот за одредување на носивоста е да се одреди површината на пресекот на материјалот, т. е. на површините A_1 и A_2. На овој начин, промените во методите за пресметка на транспортниот капацитет се фундаментални, тие се разликуваат во однос на видот на апроксимација која се применува за време на пресметката на површината на пресекот.

За различни облици на ленти, површината на пресекот на материјалот A_m се усогласува со користење на следниве три методи:

1) како површина на делот (секторот) во параболична форма (методот на Ханфстенгел)

2) како површина на триаголник впишан во кружен сектор (DIN стандарди, Штимленов метод)

3) како површина на лабаво формираниот триаголник.

1) Ханфстенгелов метод за пресметување на профилот над шипката (слика 3.12):

- Рамен лента:

$$b = 0.9 \cdot B - 0.05 \ [m], \quad h = \frac{b}{12} \ [m]$$

$$A_{sh} = \frac{2}{3} \cdot b \cdot h \ [m] \qquad (3.13)$$

- Лента во облик на жлеб (трапезоидна**)**

$$A_u = \frac{(0.9 \cdot B - 0.05)^2}{9} \ \left[m^2\right] \qquad (3.13а)$$

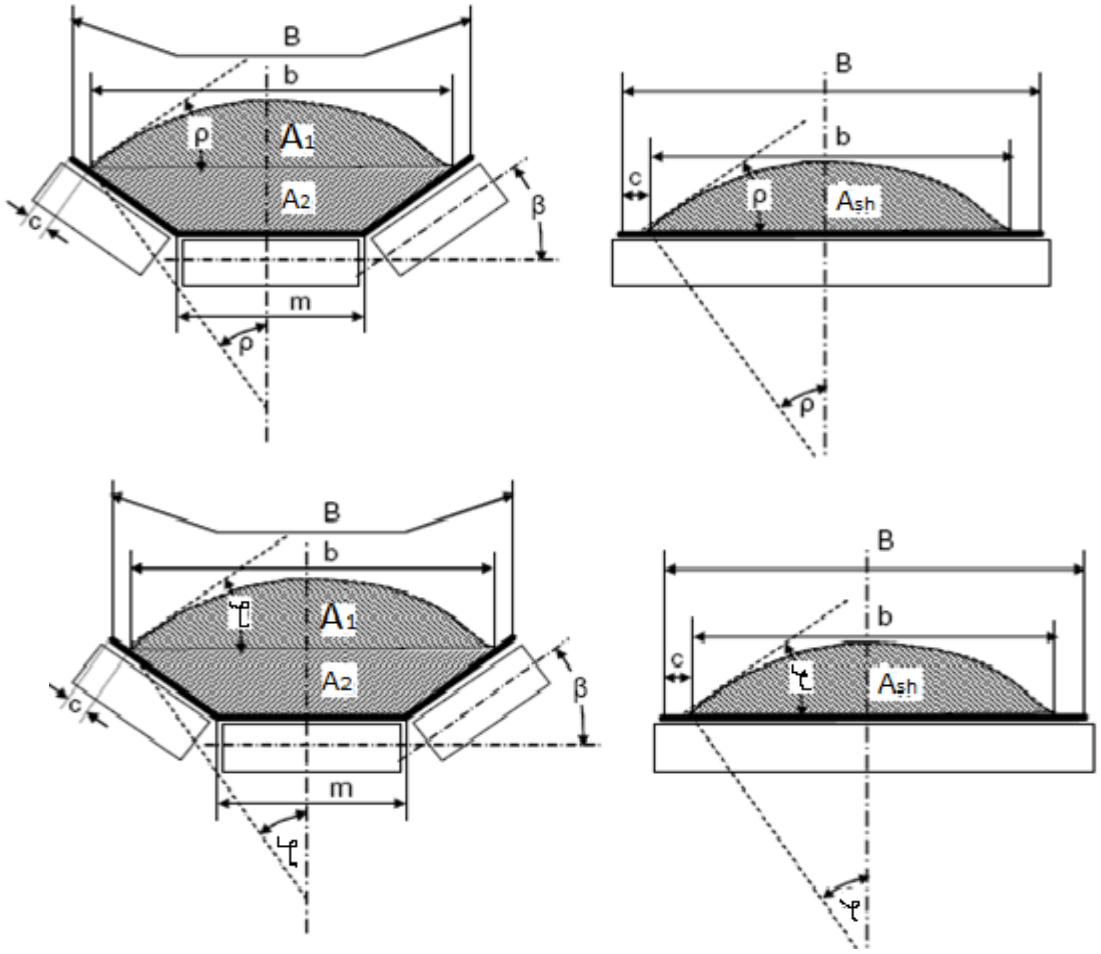
Каде е:

$b -$ основата на параболичниот дел $[m]$

$h -$ максималната висина на материјалот над лентата $[m]$

$A_{sh} -$ површината на материјалот над рамната лента $\left[m^2\right]$

$A_u -$ површината на материјалот над лента во облик на жлеб $\left[m^2\right]$



Слика 3.12: Напречен пресек на материјалот над лентата – методологија на Ханфстенгел

Figure 3.12: Cross section of material on belt – Hanfstaengl methodology

Вреди да се напомене дека површините на пресекот на материјалите на рамната шипка (A_{sh}) се приближно еднакви на половина од попречните површини на материјалите во жлебовите (трапезоидни) пресеци (A_u), за аголот на потпорните $\beta = 20°$ ролери и за аголот на природното скеле на материјалот кој се движи од $\varphi = 25°$.

Овој метод препорачува врвот, слободен дел од површината на материјалот (A_1) да се пресмета како површината на кружниот сектор на кој тангентата во граничните точки и кругот со хоризонталата одговара на аголот на природниот наклон на материјалот во движење (φ).

Слободниот дел од прачката (c), врз основа на кој е можно да се пресмета должината на пресекот, т. е. најдолгите основи на трапезот (b), се пресметува на следниов начин:

$$c = 0.055 \cdot B + 0.02286 \ [m] \qquad (3.14)$$

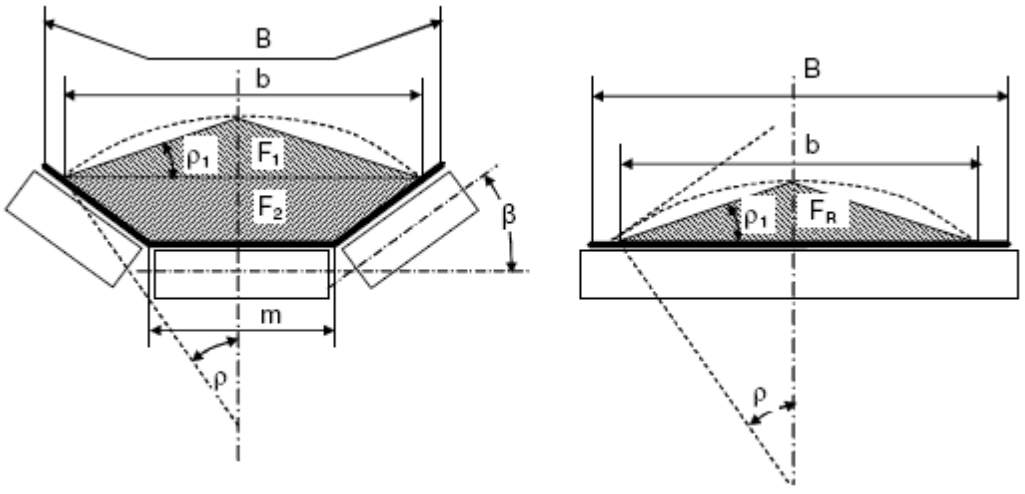
и ширината на хоризонталниот дел на шипката (m) ќе се пресмета како:

$$c = 0.371 \cdot B + 0.00635 \ [m] \qquad (3.15)$$

Оваа големина е во согласност со истражувањето на германскиот истражувач (Vierling 1959), кое е поврзано со оптимизацијата на пресекот на шипката (види Sretenovic 1996). Ширината на хоризонталниот дел на шипката претставува проблем за оптимизација, со оглед на тоа дека во зависност од оваа големина и агол на страничните ролери, за истата ширина на шипката B, се формираат различни површини на материјалот.

2) Пресметка на капацитетот на транспортерот со користење на методологијата препорачана од стандардот DIN 22101 (слика 3.13)

Основната претпоставка при примена на методот препорачан од страна на германскиот стандард DIN 22101 е дека пресекот на материјалот може да се приближи до површината на триаголникот впишан во кружен сектор. Во исто време, ребрата на рамнокрак триаголник во однос на основата лежат под аголот $\left(\varphi_1 \cong \frac{\varphi}{2}\right)$, додека тангентата на кругот во кој триаголникот е впишан одговара на основата на аголот (φ), што одговара на аголот на природниот наклон на материјалот.



Слика 3.13: Напречен пресек на материјалот на лентата –DIN 22101
Figure 3.13: Cross section of material on the strip – DIN 22101

За должината на основата на внатрешниот триаголник напишан во кружен сектор (b) се препорачува следнава вредност:

$b = 0.9 \cdot B - 0.05 \ [m]$, за ширината на лентата $B \le 2 \ [m]$

$b = B - 0.25\ [m]$, за ширината на лентата $B > 2\ [m]$

Во согласност со ова, во ленти со трапезоиден пресек, површините на секторите A_1 и A_2 може да се одредат врз основа на изразите:

- Триаголна површина: $A_1 = \frac{b^2}{4} \cdot tg\frac{\varphi}{2}\ [m^2]$ (3.16a)
- Трапезоидна површина: $A_2 = \frac{b+m}{2} \cdot \frac{b-m}{2} \cdot tg\beta = \frac{b^2 - m^2}{4} \cdot tg\beta [m^2]$ (3.16b)

Одредувањето на ширината на хоризонталниот дел на шипката претставува (m) проблем за оптимизација, како што е споменато во претходниот дел, додека истражувањето спроведено од страна на Вирлинг во средината на минатиот век резултирало со дефинирање на оптималниот сооднос на ширината на хоризонталниот дел (m) во однос на вкупната ширина на шипката (B), за различни агли на наклонот на потпорните странични ролери. Овие резултати се претставени во книги од многу автори (Zillich 1972; Сувајџиќ 1973; Сретеновиќ 1996). Во неговата работа (Vierling 1959), збир на оптимални вредности на односот се специфицирани b/m за различни агли на природниот материјал и различни агли на страничните ролери за поддршка. Во литературата се препорачува и употребата на приближни вредности $m \cong b/2$. Овој метод се покажа како добар во случај на транспорт на материјали со мал агол на природниот наклон во движење (голем број на материјали имаат својства).

Исто така, се препорачува да се добијат фиксни вредности за аголот на природното скеле на материјалот во движење $\varphi_1 = 15$, аголот на наклон на потпорните ролери од $\beta = 20°$, како и употребата на $b = B - 0.25\ [m]$ изразот, за одредување на основата на триаголникот, соодветно ширината на реброто на трапезот, со оглед на тоа дека овие параметри се типични за голем број транспортери и товари во нестопена состојба.

Во овој случај, може да се покаже дека носечкиот капацитет на рамниот (Q_{tsh}) транспортер е:

$$Q_{tsh} = 240 \cdot v \cdot k_\delta \cdot \psi_s \cdot \rho_m \cdot (0.9 \cdot B - 0.05)^2\ [t/h] \qquad (3.17)$$

Ако се занимаваме со трапезоидниот дел на ременот, за вредностите на параметрите наведени погоре, земајќи ги предвид корекциите кои биле презентирани од страна на Vierling (промена на вредноста на коефициентот од 440 на 465), може да се покаже дека носечкиот капацитет на таков транспортен транспортер, со трапезоиден пресек е:

$$Q_{tu} = 465 \cdot v \cdot k_\delta \cdot \psi_s \cdot \rho_m \cdot (0.9 \cdot B - 0.05)^2\ [t/h] \qquad (3.18)$$

Каде се тие:

$v-$ брзината на движење на лентата $\left[m/s\right]$,

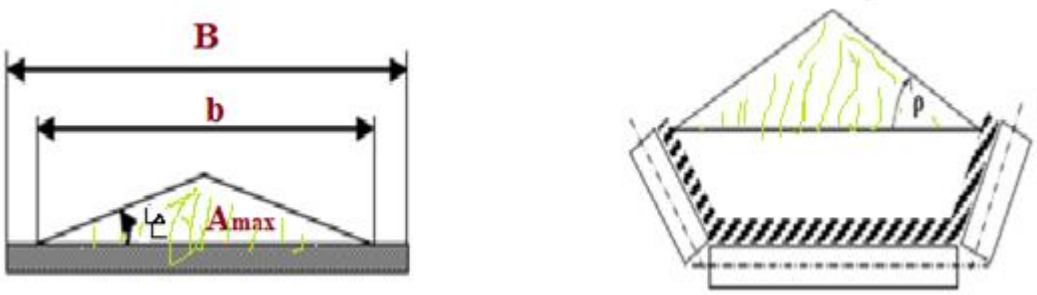
$B-$ ширина на лента $\left[m\right]$,

$k_\delta -$ коефициентот кој го коригира капацитетот во зависност од наклонот на транспортерот или коефициентот на намалување на површината на пресекот на материјалот поради наклонот на транспортерот (поголем наклон значи помал капацитет). Во случај на лансирање и движење по хоризонтални патишта, овој коефициент се претпоставува дека е 1.

$\psi_s -$ коефициентот на искористување (пополнување) на површината на пресекот, во просек прифатен $\psi_s \cong 0.75$.

$\rho_m -$ густината на материјалот во отфрлена состојба.

3) Површината порамнета со лабаво формираниот двостран триаголник (рамнокрак) чии ребра (краци) со основата го формираат аголот φ (слика 3.14)



Слика 3.14: Напречен пресек на материјалот што се транспортира на транспортерска лента формиран со негово слободно истурање

Figure 3.14: Cross-Section of Material Transported on a Conveyor Belt Formed by Its Loose Deposition

- За рамна лента максималниот пресек на површината на материјалот е:
  $A_{sh} = A_{sh.\max} \cdot \psi_s$

$A_{sh.\max} = \frac{b^2}{4} \cdot tg\varphi \left[m^2\right]$ максималната површина на материјалот на рамната лента.

- За лентата во облик на корито, се пресметува дека рамностраниот триаголник формиран по ширината на прачката се додава на површината на пресекот на прачката (слика 3.13).

Овој метод е точен ако ψ_s е точен. Сепак, бидејќи во реални ситуации ψ_s може значително да варира, се покажува дека овој метод не е воопшто поточен од претходните апроксимации.

(ii) Брзина на транспортерот со лентата (v)

Брзината на транспортерот се избира врз основа на видот на материјалот кој се транспортира, должината на патеката и дестинацијата на транспортерот. За превозници со општи дестинации и транспорт на материјали во лабава состојба, индикативните вредности за избор на брзина се наведени во табела 3.1.

Табела 3.1: Препорачани вредности за брзината на транспорт
Table 3.1: Recommended values for transportation speed.

Вид на материјал **Type of material**	**Ширина на ременот** **Belt width** $B[m]$	**Брзина** **Speed** $v[m/s]$
Абразивни материјали со големи парчиња (минерали) Abrasive materials with large fragments (minerals)	0.8 ÷ 2	1.6 ÷ 3.15
Абразивни материјали со средни парчиња (камења, чакал, сол ,...) Abrasive materials with medium-sized fragments (stones, gravel, salt, ...)	0.5 ÷ 2	1.6 ÷ 4
Мали абразивни материјали со средни парчиња (кокс, јаглен, јаглен ,...) Slightly abrasive materials with medium-sized fragments (coke, coal, lignite, ...) Abrasive granular materials with small-sized fragments (sands, gravels, ...)	0.5 ÷ 2	1.6 ÷ 5
Абразивни зрнести материјали со мали парчиња (песок, чакал,...)	0.5 ÷ 2	2.5 ÷ 6.3
Прашести материјали (цемент, брашно, глина,....) Powdery materials (cement, flour, clay, ...)	0.5 ÷ 1	0.8 ÷ 1.25
Зрнести материјали (пченица, пченка, ...) Granular materials (wheat, corn, ...)	0.5 ÷ 1	2 ÷ 4
Материјали со парчиња (рендани) Fragmented materials (broken pieces)	-	0.5 ÷ 2

(iii) Капацитет на транспортерот на наклонетата транспортна лента

Ако се земе предвид и влијанието на можниот наклон (α) на транспортната пруга, нејзиниот капацитет ќе биде:

$$Q_m = 3600 \cdot A \cdot v \cdot \rho \cdot k_\alpha \ \ [t/h] \qquad (3.19)$$

Со оглед на тоа што леаниот материјал може да се усогласи во форма на триаголник со максимална висина $h = \frac{b}{2} \cdot tg\varphi$ и ширина на основата b, кои предизвикуваат спречување на истурање на материјалот, не ја зафаќа целата ширина на шипката. За слободната ширина *c*, може да се постави односот помеѓу активната ширина b и вкупната ширина B на лентата:

$c = \frac{b}{B} = 0.8 \cdots 0.9$ значи $\left(b = (0.8 - 0.9) \cdot B\right)$ кој го претставува коефициентот на искористување на ширината на лентата.

Кога овој сооднос и површината на пресекот $A = 0.25 \cdot b^2 \cdot tg\varphi$ се заменети во изразот за капацитетот на рамниот транспортер, се добива следното:

$$Q_m = 3600 \cdot 0.25 \cdot b^2 \cdot tg\varphi \cdot \rho \cdot k_\alpha = 900 \cdot c^2 \cdot tg\varphi \cdot B^2 \cdot v \cdot \rho \cdot k_\alpha \ \left[t/h\right] \qquad (3.20)$$

Со групирање на соодветните членови во претходниот израз, се одредува:

$$C_p = 900 \cdot c^2 \cdot tg\varphi \ \left(\equiv 900 \cdot \frac{A}{b^2}\right)$$

$$Q_m = C_p \cdot B^2 \cdot v \cdot \rho \cdot k_\alpha \qquad (3.21)$$

каде C_p – е коефициентот на капацитивност (кој зависи од користењето на ширината на лентата (b) и аголот на природниот наклон на (φ) материјалот.

За просечната вредност на коефициентот на искористување на рамната $c = 0.85$ лента, вредностите на коефициентот на капацитет се дадени во табела 3.2:

Табела 3.2: Вредности на коефициентот на капацитет $-C_p$.

Table 3.2: Capacity coefficient values $-C_p$.

$\phi(^\circ)$	10	12	15	17	20	22	23	24	25
C_p	115	138	175	200	225	265	275	290	300

κ_β – Коефициент на намалување на капацитетот поради наклонот на транспортерот (зависи од подвижноста на материјалните честички и аголот на наклон на транспортерот).

Вредностите на коефициентот на намалување на капацитетот поради наклонот на транспортерот, за рамни ленти, се дадени во табела 3.3.

Табела 3.3: Вредности на коефициентот $-\kappa_\beta$.

Table 3.3: Coefficient values $-\kappa_\beta$.

Подвижност на честичките на материјалот Particle mobility of the material	**Агол на наклон на транспортерот $-\beta^\circ$ Conveyor belt inclination angle**				
	1...5°	6...10°	11...15°	16...21°	21...24°
лесно, easily $\phi = 10^\circ$	0,95	0,9	0,85	0,8	-
среден,	1	0,97	0,95	0,90	0,85

medium, $\phi = 15°$					
мали, small, $\phi = 20°$	1	0,98	0,98	0,95	0,90

(iv) Димензионирање на транспортните елементи

A) Определување на ширината на транспортерот (B)

Пресекот на материјалот фрлен на транспортната лента може да се изрази како функционална зависност на активната ширина на транспортната лента (b). Во согласност со ова, може да се постави следнава врска:

$$A = \frac{b^2 \cdot f}{3600} \Rightarrow b = \sqrt{\frac{3600 \cdot A}{f}} \qquad (3.22)$$

Ако капацитетот е одобрен, површината на пресекот може да се изрази на следниов начин:

$$Q_m = 3600 \cdot A \cdot v \cdot \rho \cdot \kappa_\beta \Rightarrow A = \frac{Q_m}{3600 \cdot v \cdot \rho \cdot \kappa_\beta} \qquad (3.23)$$

Со поставување на изразот (4.14) во изразот за ширината на лентата (4.13) се добива следното:

$$b = \sqrt{\frac{Q_m}{f \cdot v \cdot \rho \cdot \kappa_\beta}} \qquad (3.23a)$$

Земајќи предвид дека активната ширина на лентата е $b = 0.9 \cdot B - 0.05\ [m]$:

$$0.9 \cdot \mathrm{B} - 0.05 = \sqrt{\frac{Q_m}{f \cdot v \cdot \rho \cdot \kappa_\beta}}$$

Со решавање на последното изедначување во однос на B потребната ширина на транспортната шипка се добива:

$$\mathrm{B} \geq 1.1\left(\sqrt{\frac{Q_m}{f \cdot v \cdot \rho \cdot \kappa_\beta}} + 0.05\right)\ [m] \qquad (3.24)$$

f – коефициентот на капацитет, чии вредности зависат од обликот на пресекот на материјалот фрлен над шипката дадена во табела 3.4.

Табела 3.4: Вредности на коефициентот на капацитет – f .
Table 3.4: Capacity coefficient values – f .

Профил на транспортната лента Conveyor belt profile	**Агол на празнење на материјалот на ременот** $\varphi(°)$ **Material discharge angle onto the belt** $\varphi(°)$		
	$\phi = 10°$	$\phi = 15°$	$\phi = 20°$

Рамен појас / Flat belt		250	330	420
Лента во облик на буквата V V-shaped belt	$\beta = 20°$	500	580	660
	$\beta = 45°$	570	615	660
Лента со коритеста форма "U" U-shaped belt	$\beta = 20°$	470	550	640
	$\beta = 30°$	550	625	700
	$\beta = 36°$	590	660	730
	$\beta = 45°$	635	690	750

По пресметувањето на потребната ширина на транспортната лента, исто така е потребно да се провери (потврди) ширината на лентата во однос на големината на парчињата материјал фрлени на ременот. Врз основа на податоците од практиката на транспортната лента ширината на лентата треба да биде во функција на максималната големина на парчињата a_{max}, односно:

$$B \geq x \cdot a_{max} + 200 \ [mm] \qquad (3.25)$$

каде е: $x = 3.3$ *(*за избран отфрлен материјал)

$x = 2$ (за отфрлен материјал кој не е избран)

a_{max} – максимална големина на парчиња (зрна)

Од ова следува дека пресметаната ширина на лентата мора да задоволува два критериуми: основниот критериум – исполнувањето на дизајнираниот капацитет и вториот критериум – големината на парчињата материјал кои се фрлени врз лентата.

Конечната вредност на ширината на лентата $B \ [mm]$ се добива за поддршка на препораките на производителот или од стандардните вредности: $300 - 400 - 500 - 650 - 800 - 1000 - 1200 - 1400 - 1600 - 1800 - 2000 - 2250$ $-2500 - 2700 - 3000 \ [mm]$.

Вредностите на препорачаните брзини на превозникот се дадени во одредени граници, па во случај на конечниот избор на соодветните вредности, треба да се земат предвид и следниве забелешки:

- Максималните вредности даваат можност за намалување на ширината и бројот на слоеви на лентата, при што нејзината цена е намалена;
- Изборот на вредностите на брзината, исто така, зависи од големината на парчињата, земајќи предвид дека големите брзини предизвикуваат големи динамички сили, додека во случај на лесни и зрнести материјали тие исто така предизвикуваат дисперзија, прашина и зголемување на отпорот на патеката;
- Во случај на пократки носачи, големите брзини го зголемуваат бројот на кривини, со што се зголемува абењето и намалувањето на животниот век.

Б) Дебелина на лентата

Дебелината на прачката $\left(\delta_{sh}\right)$ се добива како збир на дебелината на сите слоеви и дебелината на обвивката на работната (носечката) рака, како и повратната рака на шипката:

$$\delta_{sh} = \delta_i \cdot i + \delta_p + \delta_k \ \left[mm\right]$$

Каде е:

$\delta_i \ \left[mm\right]-$ дебелината на слојот;

$\delta_p \ \left[mm\right]-$ дебелина на намотката на работната рака на лентата (слојот што се консумира) и е $3 \div 6 \ \left[mm\right]$;

$\delta_k \ \left[mm\right]-$ дебелина на намотката на повратната рака на лентата (подложен слој) и е $1.5 \div 2 \ \left[mm\right]$;

$i-$ број на слоеви во композицијата на ткаењето на скелетот на лентата.

В) Пресметување на слоевите на лентите

За контрола (верификација) на притисокот на основните слоеви кои го градат скелетот на лентата, се применува следната равенка:

$$\sigma = \frac{F_{\max}}{A} \le \sigma_{lej} = \frac{\sigma_t}{k_s}$$

каде е: $\sigma-$ затегнување на слоевите на лентата $\left[N/mm^2\right]$,

$F_{\max}-$ максимална сила на затегнување (сила на кршење) на шипката $\left[N\right]$,

$A-$ површината на пресекот на пречката $\left[cm^2\right]$,

$\sigma_{lej}-$ дозволениот напор или дозволеното оптоварување на слоевите на гумената лента $\left[N/cm\right]$,

σ_t- цврстина на истегнување (притисок на кршење) за $1cm$ ширината на слоевите на лентата $\left[N/cm\right]$,

k_s- коефициентот на безбедност (на резервата на отпор на лентата) за дадениот број на слоеви.

Ако ширината на лентата B и видот на лентата се познати, тогаш потребниот број на привлечни слоеви на лентата i може да се добие според дефинираните препораки, додека контролата се врши преку изразот за пресметување на бројот на слоеви:

$$i_{\log} = \frac{F_{\max} \cdot k_s}{B \cdot \sigma_t} \le i$$

Каде е тоа:

i_{log} – бројот на задржувачки слоеви на лентата,

B – ширина на лентата [m].

Потребниот број на полиестер-полиамидни премази (EP, PA ленти) според TGL нормите на германските производители на ленти за додавање на безбедноста на гумирани ленти, пресметаниот број на слоеви мора да се зголеми за еден, т. е. пресметан според формулата:

$$i = \frac{F_{max} \cdot k_s}{B \cdot \sigma_t} + 1,\ k_s \geq 10$$

Каде се тие:

F_{max} – максимална сила на истегнување (сила на кршење) на лентата $[N]$,

σ_t – цврстина на истегнување (против кршење) за 1 см ширина на слојот $\left[\frac{N}{cm}\right]$,

Бројот на слоеви за ленти со засилени слоеви на челични јажиња се одредува според формулата:

$$i = \frac{F_{max} \cdot k_s}{F_{sh}} \qquad F_{sh} = B \cdot \sigma_t$$

F_{sh} – деструктивната сила на јажето намалена во ширината на лентата $[N]$

σ_t – номинална отпорност на кршење на јажето според ширината од 1 см на слоевите $\left[\frac{N}{cm}\right]$ (дадена од страна на производителот на $\sigma_t = 1000 \ldots 6000\ N/mm$ лентата).

Г) Определување на коефициентот на осигурување против уништување (руптура) на гумената лента

Коефициентот на безбедност го зема предвид дополнителното оптоварување поради свиткување, нерамномерното оптоварување на сите слоеви, стареењето на материјалот, ударите кога материјалот паѓа на лентата и слично. Вредностите на коефициентот на осигурување зависат од бројот на означени слоеви на лентата и со зголемувањето на бројот на слоеви коефициентот на осигурување исто така се зголемува, како што може да се види од табела 3.5, во кој се дадени соодветните препорачани вредности обележани во обоени рамки.

Табела 3.5: Зависност на коефициентот на осигурување од бројот на слоеви
Table 3.5: Dependence of the insurance coefficient on the number of layers

Број на слоеви, i **Number of layers**	1… 2	3… 5	6… 9	10… 14
Коефициент на осигурување, k_s **Safety factor**	10	11	12	13

За транспортери кои се користат во површинска експлоатација за транспорт на јаглен или стерилни формации, факторот на осигурување против уништување на гумираната лента е обично $k_s \geq 10$, за ленти изградени со слоеви на текстил (ткаенина) и челични јажиња. Коефициентот на осигурување против уништување на гумираниот ремен (k_s) го претставува односот помеѓу пресметаната деструктивна сила на транспортната лента и максималната вистинска сила на истегнување на лентата, за време на стационарна работа на транспортерот.

$$k_s = \frac{F_{\log}}{F_{t\max}}$$

Каде е:

$F_{\log}$ – пресметување на деструктивната сила на гумената лента [N],

$F_{t\max}$ – максимална затегнувачка сила на гумирана лента за прифатениот работен режим $[N]$.

Значи, коефициентот на безбедност за ленти зајакнати со челични слоеви се пресметува според формулата:

$$k_s = \frac{\sigma_k \cdot B}{F_{t\max}}$$

B – номинална ширина $[m]$

σ_k – границата на отпорност на слоевите на лентата на кинење $[N/m]$

Бројот на слоеви на лентата го одредува нејзиниот отпор и се избира во зависност од ширината на лентата, како што може да се види од табела 3.6.

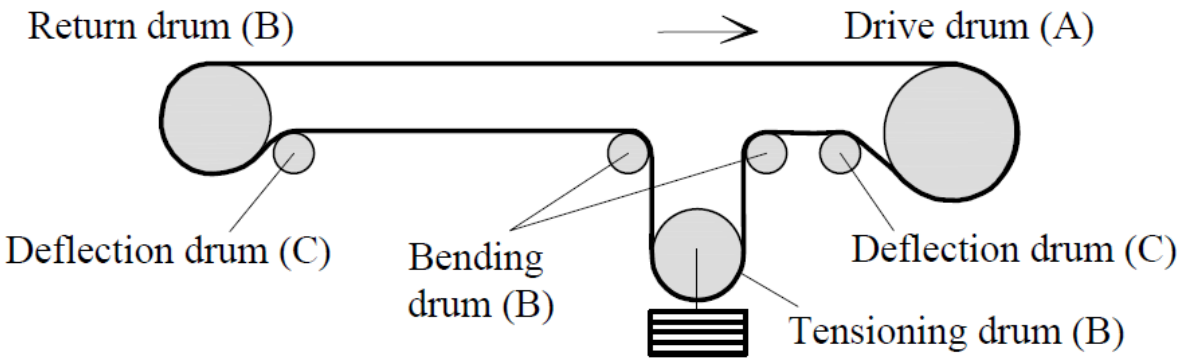
Табела 3.6: Број на текстилни слоеви во зависност од ширината на лентата
Table 3.6: Number of Textile Layers Depending on Belt Width

Ширина на лентата, B Belt width [*mm*]	300	400	500	650	800	1000	1200	1400	1600	1800
Број на слоеви, i Number of layers, *i*	3-4	3-5	3-6	3-7	4-8	5-10	6-10	7-10	8-10	8-12

д) Дијаметри на барабанот

Според нивната намена, барабаните може да се поделат на: возење (водено), вртење (влечење), виткање и закривување (слика 3.15). Погонските барабани се задолжени за овозможување на пренос на енергија преку триење на транспортната лента. Закривувањето и виткањето на барабаните овозможува

промена на насоката на флекцијата, додека стегачките барабани во прилог на промената на насоката исто така ја затегнуваат флекцијата.



Слика 3.15: Видови барабани на транспортерот со лента
Figure 3.15: Types of Conveyor Belt Drums

Табела 3.7: Видови тапани и нивната употреба
Table 3.7: Types of drums and their use

Вид на тапанот Type of drum	**Употреба Usage**	**Примери Examples**
A	Тапани во зони со високо напрегање на лентата Drums in high-tension zones of the belt	Погонски тапан (активен), непогонски тапан Drive drum (active), Brake drum
B	Тапани во зоните со ниско напрегање на лентата Drums in low-tension zones of the belt	Повратен (затегнувачки) тапан, Прекрушувачки тапан, затегнувачки тапан Return (idler) drum, Bending drum, Tensioning (tightening) drum
C	Тапани со агол на контакт ≤ *30°* Drums with an arc of contact angle ≤ *30°*	Тапан за одвојување Deflection drum

Управувачките барабани се конструираат со леење (од сиво леано железо или челик) или со заварување. За да се зголеми коефициентот на триење помеѓу лентата и барабанот, работната површина на барабанот е обложена со материјали кои имаат високи коефициенти на триење на пр. со дрво, текстил, гума или пластична лента, што го зголемува животот на лентата и коефициентот на триење до $\mu = 0.45$ (табела 3.7). Должината на барабанот зависи од ширината на лентата, како и од материјалот на лентата. Ако лентата е гумирана, должината на барабанот одговара според табела 3.8.

Табела 3.8: Препорачана должина на погонскиот барабан во зависност од ширината на лентата
Table 3.8: Recommended length of the drive drum depending on the width of the belt

Ширина на лентата B (*mm*) **Belt width B (*mm*)**	**Должина на тапанот A (*mm*)** **Drum length A (*mm*)**
$300 \div 650$	$Б + 100$
$800 \div 1000$	$Б + 150$
$1200 \div 2000$	$Б + 200$
$2500 \div 3000$	$Б + 300$

Дијаметарот на барабанот треба да биде доволно голем за да го намали притисокот на лонгитудиналното виткање и сечење на лентата која се витка околу барабанот, а со тоа придонесува за зголемување на животниот век на лентата. Од друга страна, големиот дијаметар на барабанот го условува зголемувањето на големината на преносниот механизам, како и коефициентот на пренос на редукторот.

Погонскиот барабан, како основен елемент на станицата за возење, ја пренесува периферната сила на ременот преку триење. Со цел да се создадат услови за пренос на периферна сила преку триење, лентата мора да биде затегната, што се постигнува преку затегнувачката станица.

За ленти со слоеви на гумирана ткаенина, дијаметарот на барабанот $\left(D_t\right)$ се зема пропорционален на бројот на носачки слоеви $\left(i\right)$ т. е.

$$D_t = K_t \cdot i \ \left[mm\right]$$

каде: K_t – е коефициентот кој зависи од издржливоста на материјалот и видот на основните слоеви на лентата и кој се зголемува со зголемување на силата на кршење (уништување), така што во текот на ова дебелината и крутоста на слоевите обично се зголемува (табела 3.9).

Табела 3.9: Вредности на коефициентот $-K_t$
Table 3.9: Coefficient values $-K_t$

Слој материјал **Layer material**	**Б памук** **B cotton**	**R Регион** **R rayon**	**ПА Полиамид-Анид** **PA polyamide**	**РП Регион - poliamid** **RP Rayon - poliamid**	**ЕР Полиестер -полиамид** **EP Polyester-polyamide**	**Челични јажиња** **Steel ropes**
$Kt\left[N/cm\right]$	$80 \div 100$	$80 \div 100$	$90 \div 100$	$90 \div 110$	$100 \div 120$	$140 \div 160$

Вредноста на дијаметарот на барабанот $-D_t\ \left[mm\right]$ е изведена од серијата на стандардни вредности дадени во табела 3.10.

Табела 3.10: Стандарден дијаметар на погонскиот барабан [mm]
Table 3.10: Standard diameter of the driving drum [mm]

100	125	160	200	250	315	400	500
630	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000

Дијаметарот на прифатениот погонски барабан, исто така, може да се провери врз основа на површинскиот притисок $p\ \left[N/mm^2\right]$ помеѓу лентата и барабанот под дејство на нормална сила $F_N = \frac{F_0}{\mu}$, па затоа стекнатиот дијаметар на погонскиот барабан мора да ги исполнува условите за просечен површински притисок:

$$(*)\quad \mathrm{p}_{mes} = \frac{F_N}{B \cdot D_t \cdot \frac{\pi \cdot \alpha}{360}} = \frac{F_0}{\mu} \cdot \frac{360}{\pi \cdot D_t \cdot B \cdot \alpha} \le p_{lej} \Rightarrow p_{mes} = \frac{360 \cdot F_0}{\mu \cdot D_t \cdot B \cdot \pi \cdot \alpha}$$

Верификацијата на големината p_{mes} е неопходна бидејќи како што е откриено со експериментални студии, проширувањето p_{mes} е проследено со намалување на коефициентот на пресек (адхезија) помеѓу лентата и барабан μ. Истражувањата покажале дека намалувањето на големината поради зголемувањето на вредноста на површинскиот притисок p_{mes} се забавува и по одредена вредност коефициентот на μ блокирање останува константен. Дијаметарот на барабанот може да се пресмета од равенката (*):

$$D_t = \frac{360 \cdot F_0}{B \cdot p_{mes} \cdot \pi \cdot \alpha \cdot \mu} \le (105 \div 115) \frac{F_0}{B \cdot p_{mes} \cdot \alpha \cdot \mu}$$

Во горенаведените формули:

$F_o -$ влечна сила $\left[N\right]$;

$B -$ ширината на лентата $\left[mm\right]$;

$D_t -$ дијаметар на погонски барабан $\left[mm\right]$;

$\alpha -$ аголот на прегратката на лентата во барабанот $(^\circ)$;

$\mu -$ коефициентот на триење помеѓу лентата и барабанот (неговата вредност зависи од работните услови на лентата, видот на премазот на барабанот и видот на лентата);

PLEJ – дозволениот притисок помеѓу барабанот и лентата $\left[N/mm^2\right]$, чија вредност се препорачува да се добие:

- $0,15 \div 0,20\left[N / mm^2 \right]$ за гумени ленти и челични барабани;
- $0,20 \div 0,30\left[N / mm^2 \right]$ за гумирани ленти со челични јажиња и челични барабани;
- $0,40 \div 0,50\left[N / mm^2 \right]$ за челични ленти и барабани со премаз.

Просечната вредност на притисокот е: $0.1 \div 0.11\left[N/mm^2 \right]$.

Големината на дијаметарот на барабанот е обратно пропорционална на аголот на прегратката α, поради што барабаните со помали дијаметри може да се користат кога се користи погон на две тркала.

Дијаметарот на повратните, виткачките и пресувачките барабани се препорачува да се добие со следниве вредности:

$$D_{kth} = D_p = D_{sh} = 0.8D_t$$

Дијаметарот на дефлексискиот барабан се определува како функција од дијаметарот на погонскиот барабан:

$$D_d = 0.65D$$

3.5.4. Работните наклони во површинските скалила на рудникот и во делот на оџакот се формирани од рударски активности што се изведуваат преку опрема за ископ: багери, транспортери - камиони, транспортери, одлагач и други машини

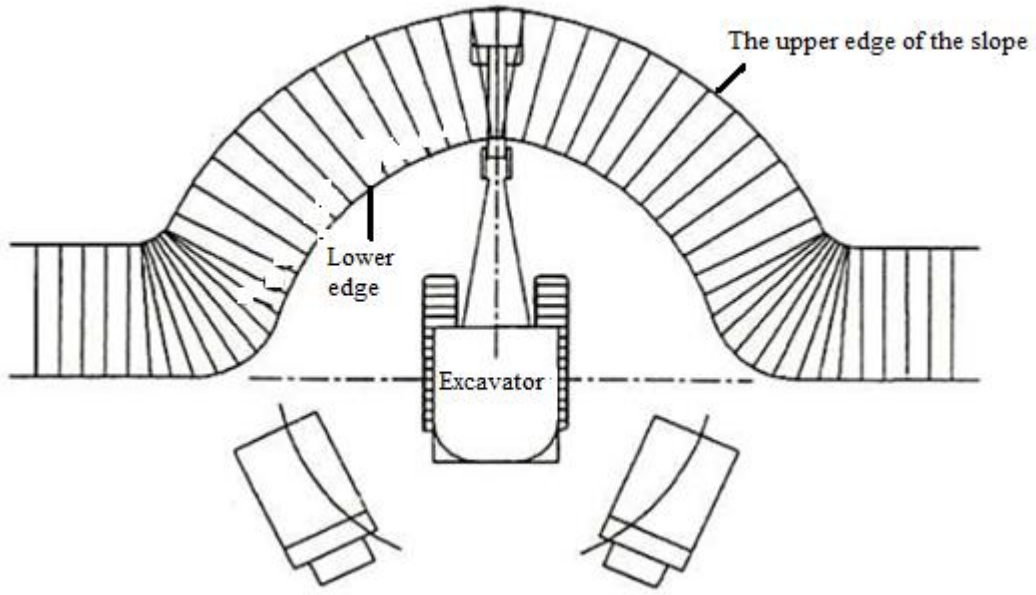
Сите површински работи се карактеризираат со поставување и геометрија на ископување, товарење, транспорт на покривка и минерални материи. Секоја етажа има своја површина на работа. Работните падини на етажите на површинските рудници се формирани од рударските активности извршени преку опрема за ископување - багери, транспортери - камиони, транспортери, одлагач и други машини. Според теоријата на директно механичко ископување на карпи, работните падини на етажите во експлоатација, според теоријата на ископување се поделени на странични и фронтални падини. Страничната работна косина е паралелна со насоката на движење на багерот, додека предната работна косина е спроти багерот и паралелна со насоката на поместување на работниот фронт во етажата. Работната косина на копот се состои од сите работни етажи распоредени по одреден редослед, менувајќи ја нивната положба и наклон. Сите работни етажи ја сочинуваат работната површина или работниот простор, чија димензија зависи од димензиите на депозитот и капацитетот на копот. Оваа површина се нарекува работен фронт во копот и е збир од должините на фронтовите во покривката (во откривање) или во експлоатација на јаглен во сите активни етажи на рудникот.

Откако пристапот до минералот е воспоставен, пресекот се продолжува сè додека целата етажа/ниво не се прошири до границите на етажата. Постојат три начини на сечење или експлоатација во работниот фронт како што следува:

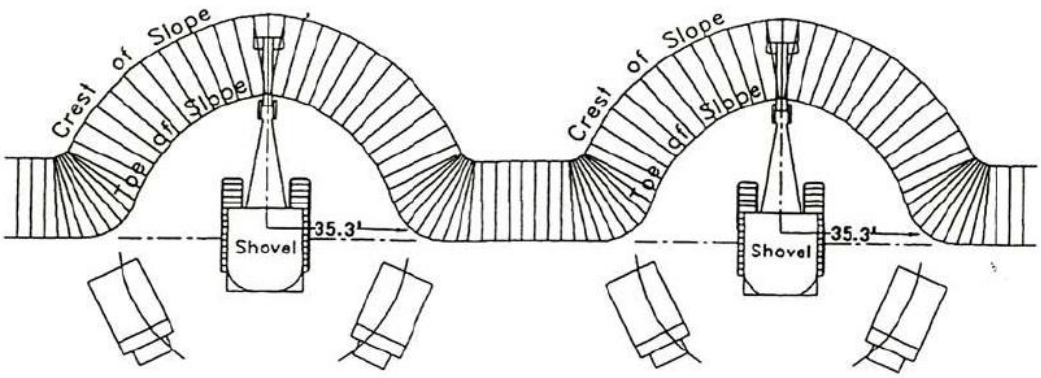
1. Експлоатација со фронтални засеци,
2. Вадење со паралелни засеци – минувајќи покрај,
3. Вадење со паралелни засеци – со повратно патување.

Првите два метода се применуваат таму каде што се достапни големи делови од работен простор, како на пример, на подот од површинскиот рудник Сибовц. Третиот метод вклучува употреба на тесни етажи на страничните површини на рудникот.

1). Вадење со фронтално сечење: Багерот е свртен кон етажата и почнува да копа напред. Лопатата се товари прво од левата страна, а кога камионот ќе се товари, се префрла на следниот камион од десната страна (слика 3.16).

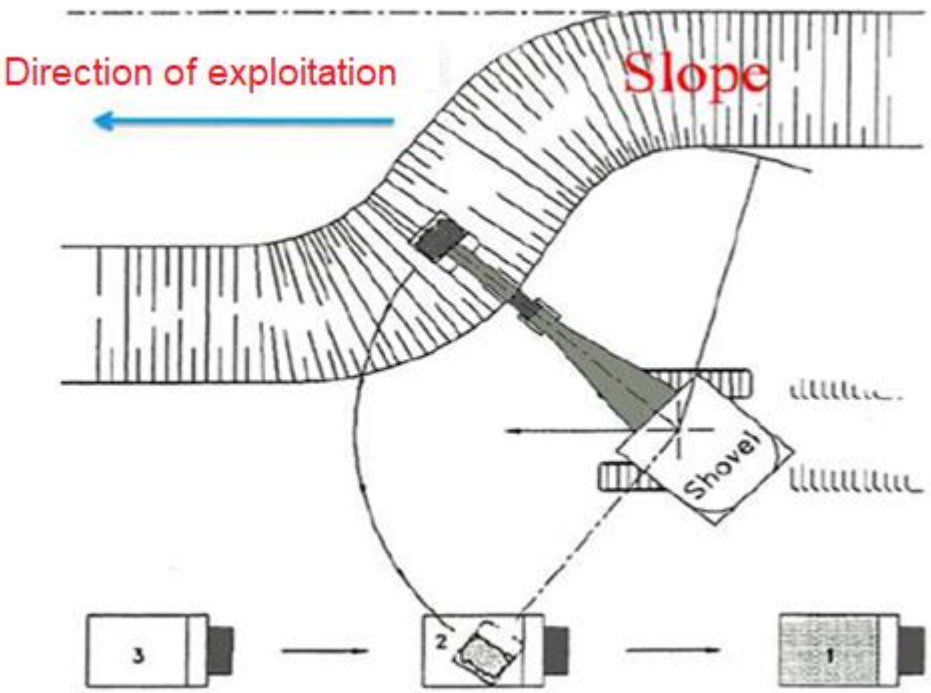


Слика 3.16: Шематска репрезентација на операцијата на фронталното сечење.
Figure 3.16: Diagrammatic representation of a frontal cutting operation.

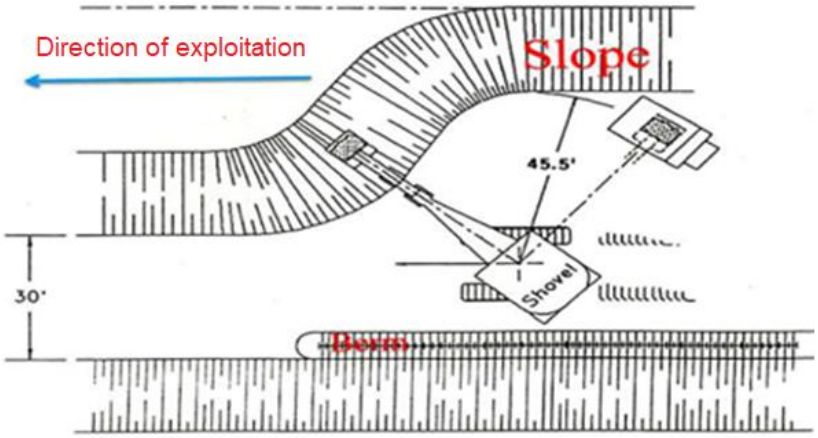


Слика 3.17: Два багери работат на истиот фронт
Figura 3.17: Two shovels working on the same face

2) Паралелни сечења. Багерот се движи преку и паралелно со фронтот на копање. Во овој случај, пристапот до етажата за единиците на транспортот мора да биде достапен од двете насоки. Тоа е многу ефикасно и за камионите и за товарните машини. На сликите 3.17 – 3.22 се прикажани некои облици на паралелни исечени фронтови.

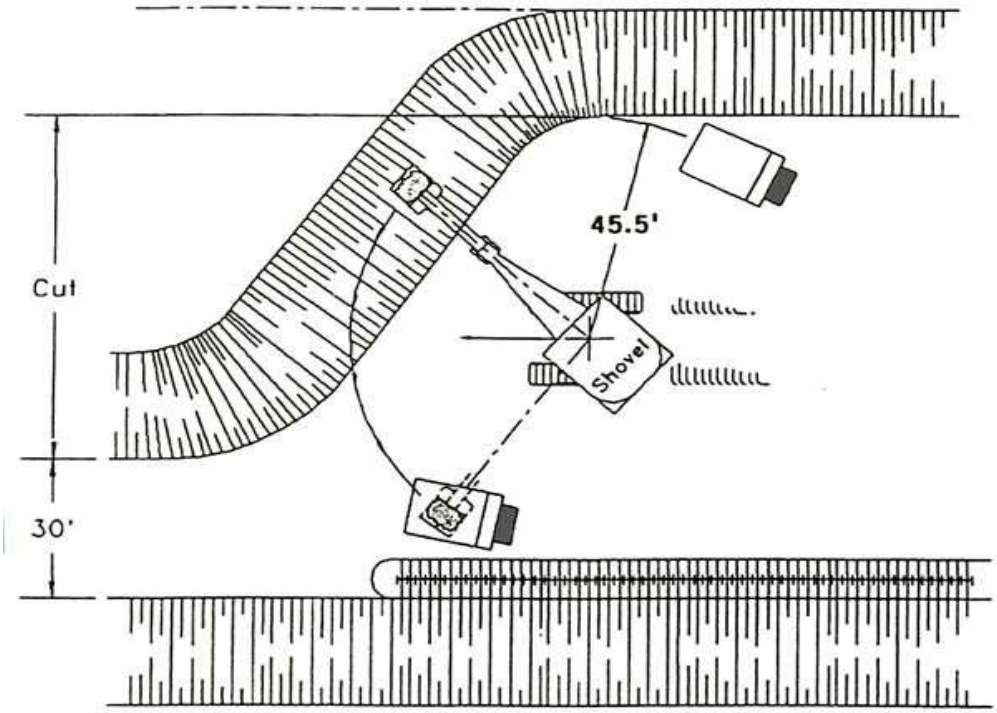


Слика 3.18: Паралелно сечење со премин на багер во близина на работниот фронт
Figure 3.18: Parallel cut with passage of the excavator near the working front



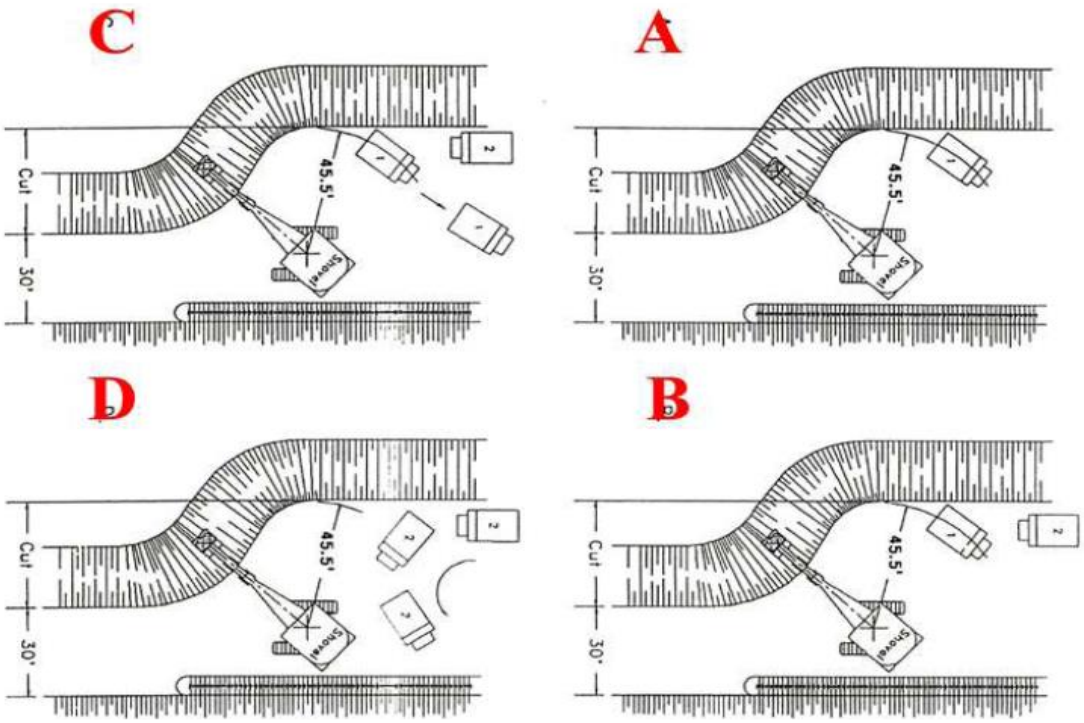
Слика 3.19: Паралелно сечење со едностранo поставување на транспортното средство за товарење

Figure 3.19: Parallel cutting with one-sided placement of the loading vehicle

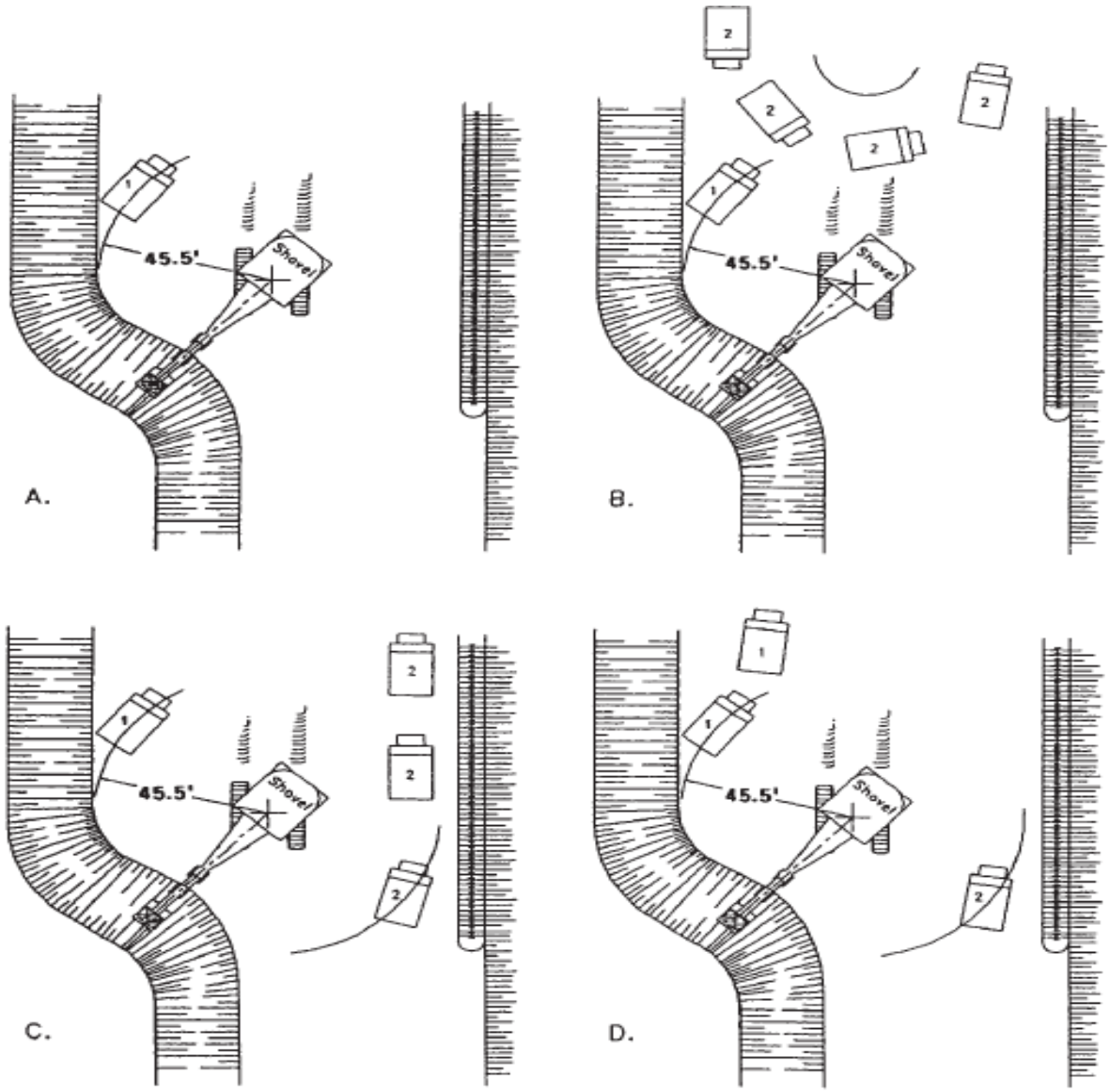


Слика 3.20: Паралелно сечење со двојно поставување на транспортните средства

Figure 3.20: Parallel cutting with double placement of transport vehicles



Слика 3.21: Временски редослед на товарење со багер
Figure 3.21: Time Sequence of Excavator Loading Operations



Слика 3.22: Товарење со багер со двострано поставување на транспортните средства
Figure 3.22: Loading with excavator with double-sided placement of transport vehicles

4. АНАЛИЗА НА ПОСТОЈНАТА СОСТОЈБА

4.1. Анализа на постојните системи на експлоатација на лигнит

Главната цел на планирањето на производството во површинскиот рудник е да се максимизира нето-сегашната вредност и ефективно да се врати инвестицијата преку приходот генериран од ископување, концентрирање и продажба на различни производи од корисни минерални наоѓалишта. Во овој контекст, следниве главни фактори имаат влијание врз системот за експлоатација и технолошката шема на работа на багери, како и врз содржината на корисната компонента во рудата и стратегијата за производство:

А. Локација и дистрибуција на рудата, земајќи ја предвид топографијата и надморската височина;
Б. Видови минерали, физички карактеристики и дистрибуција на корисни состојки по тонажа;
В. Директни оперативни трошоци поврзани со користењето, преработката и конверзијата на производството во пазарен производ;
Г. Почетни капитални трошоци и трошоци за одржување, неопходни за почеток и продолжување на рударските операции;
Д. Индиректни трошоци, како што се даноци и рударски давачки;
Ѓ. Фактори и вредност на обновувањето на производството;
Е. Пазарни и капитални ограничувања;
Ж. Испитување на економските и еколошките фактори.

Постапката за одредување на календарскиот план на рударските работи за оптимално искористување е поделена на три главни фази (слика 4.1). Првата фаза го одредува редоследот на ископување, односно редоследот на работните операции во рудникот. Втората фаза ја одредува стратегијата за процентот на корисни состојки, кој се менува со текот на времето и треба да биде оптимален за одреден сет на производствени параметри. Третата фаза ја одредува оптималната комбинација на стапките на производство на рударство, мелница и преработка на рафинерии, во рамките на логистички, финансиски, маркетинг и други ограничувања.

Со цел да се дизајнира оптимален план за производствен календар, прво мора да се утврди планот за рударски работи во рамките на конечната граница на површински коп. Редоследот на извршување на рударските работи за експлоатација на корисниот минерал зависи од две подмножества на параметри. Првиот се однесува на коефициентот на деградација (распаѓање) поврзан со експлоатација на рудата, процентот на експлоатација и физичката локација на минералот, земајќи ја предвид достапноста во времето. Втората подзаедница ги вклучува трошоците поврзани со започнување и одржување на рударските операции.

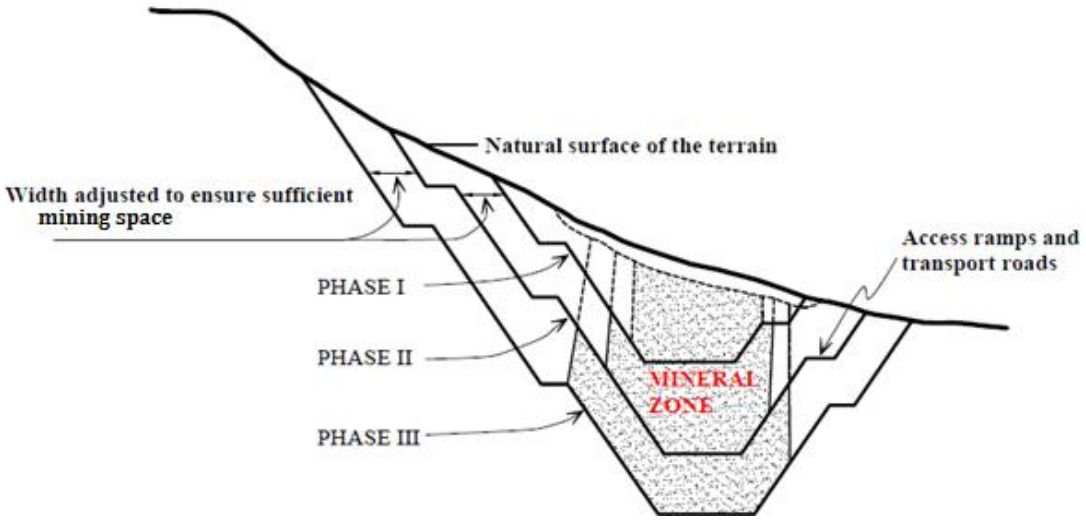
Директните оперативни трошоци за експлоатација може да се користат за да се утврди маргиналната содржина на корисните состојки и коефициентот на откривање, но целта на планирањето на рудникот е да се измисли стратегија која

ќе ја оптимизира вкупната инвестиција. Спроведувањето на рударските работи во границите на граничната содржина на профитабилноста и коефициентот на откривање е оптимално само во последната фаза од животниот век на рудникот.

Пред да започне планирањето на производството на рудникот, многу голем обем на работа во истражувањето и моделирањето на резервоарот е завршен однапред. Голем број прелиминарни претпоставки се направени од оваа работа, вклучувајќи го и потенцијалниот систем на користење, а со тоа и висината на скалата, видот и приближната големина на товарната опрема и селективноста на користењето. Исто така, ќе има истражувачка работа и други претпоставки за видот на процесот потребен за подобрување на производството. Овие параметри ќе се користат за проценка на потенцијалниот опсег на трошоците за искористување и обработка.

Дизајнот на фазите на експлоатација може да се реализира преку рачна апроксимација, со испитување на хоризонтални проекции и вертикални исечоци на кариерните скали, или аналитички преку компјутерски техники. Секој систем има свои предности и недостатоци, додека изборот на метод зависи од барањата за точност и финансиските средства кои се на располагање. За прелиминарните студии, мануелните методи можат да бидат соодветни, додека за подетални студии и врз основа на инвестиции, употребата на компјутерска анализа е неопходна.

Компјутерски проектираните фази се одредени со внесување на податоците во компјутерски модел блок, кој се користи за пресметување на економската граница на фазите. Целта е да се развијат тридимензионални површини со еднакви потенцијали за корист во текот на минералното наоѓалиште. Секоја површина мора да биде доволно одвоена од другата за да го обезбеди потребниот простор за експлоатација на слоевите помеѓу површините. Бидејќи растојанието помеѓу еднаквите профитни области може да варира, потребни се рачни корекции и дополнувања на транспортни рути надвор од фазата, како и одредување на пристапот за идните фази, ако е потребно.



Слика 4.1: Внатрешни фази на јамата: типичен пресек на јамата
Figure 4.1. Internal pit stages: typical pit cross-section

Фаза I дизајнирана со користење на процентот на содржина на бакар во рудата од 0,80 % со најголема нето-вредност;
Фаза II дизајнирана со користење на процентот на содржина на бакар во рудата од 0,60 % на просечната нето-вредност;
Фаза III е дизајнирана со користење на процентот на содржина на бакар во рудата со вредност од 0,30 % со најниска нето-вредност, а минералот во последното парче на ѕидот на јамата содржи руда со нула нето-вредност.

Определувањето на границите на јамата во компјутерот може да се направи со користење на 2-D Лерхс-Гросмановиот метод, или тридимензионални техники, како што се методот на пловниот конус или 3-D Боргмановиот метод за јамата дизајнирање. Резултатите од последните два системи се речиси идентични, разликата е во тоа што пловечниот конус е компјутеризиран метод на секвенцијално тестирање, додека Боргман е аналитички метод.

Стратегијата која се користи во развојот на компјутеризираните фази е да се користат повисоки трошоци или пониски производствени цени во почетната фаза, а потоа за секоја наредна фаза се користат пониски трошоци или повисоки производствени цени. Нето-ефектот на оваа стратегија е дека почетната фаза ќе има висока гранична содржина (висока гранична профитабилност) и висока нето-вредност по тон извлечена руда, а секоја наредна фаза ќе има пониска гранична содржина и нето-вредност по тон руда.

Точноста на проценетите трошоци, враќања и параметрите на производствената цена мора да бидат доста точни, со оглед на тоа што тие се користат само за одредување на локацијата на минералот со релативно високи до најниски нето-вредности. Проценките на трошоците потребни за утврдување на планот за рударски операции може да се поделат во три различни главни категории:

(1) трошоци по тон извлечен материјал;
(2) трошоци по тон преработени минерали (збогатени) и
(3) трошоци по евро на произведениот производ.

Трошоците по тон извлечен материјал вклучуваат директни експлоататорски трошоци по тон за дупчење, минирање, товарење, транспорт, за помошна опрема, како и за општите и административните функции на рудникот. Исто така вклучени се трошоците по тон капитал и трошоците за замена на делови за основната мобилна рударска опрема кои се поврзани со целокупниот материјал кој се вади, бидејќи главната мобилна рударска опрема се троши во приближно еднаква пропорција со количината на материјал транспортиран од страна на опремата, за разлика од главните компоненти на почетните капитални трошоци за опрема и инфраструктура. Компонентите на опремата кои обично се заменуваат или поправаат се вклучени во оперативните трошоци за одржување по тон руда и не се поврзани со вкупната тонажа раселена во рудникот.

Трошоците за амортизација за покривање на купувањето и замената на мобилна површинска рударска опрема обично ќе бидат во опсег од 0,15 до 0,25

долари за тон извлечен материјал. Големината на трошоците ќе зависи од големината, видот и очекуваниот рок на услуга на опремата, нивото на производство на рудникот, растојанијата за транспорт и планот на работниот календар.

Најважната причина за вклучување на амортизацијата на мобилната рударска опрема е тоа што производствениот систем на еднакви тродимензионални профитабилни површини во минералното наоѓалиште мора да ги земе предвид сите релевантни трошоци по тон извлечен материјал. Ако амортизацијата на опремата не е вклучена, тогаш цената по тон извлечен материјал ќе биде потценета и фазниот проект ќе има тенденција да се премести во области со висок коефициент на откривање. Ова не би било важно ако релевантните коефициенти на детекција се еднакви во сите насоки околу периметарот на јамата, но ова ретко се случува да биде случај. Во повеќето минерални наоѓалишта, ќе има области со високи и ниски коефициенти на откривање, така што предалеку во зоната со висок коефициент на откривање ќе ја намали нето-вредноста на фазата, а создадената 3-D површина повеќе нема да биде со еднаква вредност.

Важноста на оваа филозофија за пресметка на трошоците може да се реализира во рударските операции каде што директните оперативни трошоци по тон материјал се ниски во однос на трошоците за амортизација на рударската опрема по тон материјал.

Како пример, ги споредуваме работните операции во два површински рудници (табела 4.1), едниот лоциран на Филипините, а другиот во Алјаска. Нето-вредноста на надоместокот за користење на секој од ѕидовите на јамата се споредува.

Табела 4.1: Споредба на двата површински копа
Table 4.1: Comparison of two open pit mines

Локација на површински коп	**Филипини**	**Алјаска**
Трошоци за директно користење / по тон материјал	0.25 $	0.80 $
Бруто-вредност /по тон материјал без трошоци за транспорт	$3.00	$3.00
Фактор за откривање на профитабилност на индикаторот	12 – 1 = 11:1	3.75 – 1 = 2.75:1
Ако се додаде 0,20 $ / тон материјал за амортизација на мобилна рударска опрема: коефициент на откривање на профитабилност	5.67 : 1	2.00 : 1
Промена во %	48 %	27 %

Како резиме, нето-вредноста на минералот во дополнителното парче (слој) треба да биде доволна за да ги покрие сите директни оперативни трошоци, како и трошоците за замена на мобилна рударска опрема. Ако не се вклучи амортизацијата на рударската опрема, областите со многу повисок профитабилен коефициент на откривање ќе бидат вклучени во рударската фаза, што ќе

резултира со преценување на нето-минералните вредности кои имаат корист од оние области со висок коефициент на откривање во таа фаза.

Втората област за собирање на трошоците е цената по тон обработена руда и ги вклучува применетите трошоци поврзани со рудата откако ќе ја напушти областа на рудникот. Овие трошоци не се поврзани со вкупната количина на материјал извлечен од површинските ископувања, туку се однесуваат само на тонажата на руда која треба да се третира. Применетите директни трошоци би биле:

А. Дополнителни трошоци поврзани со транспортот на рудата до постројките за збогатување;
Б. Трошоци за дробење и мелење;
В. Трошоци за концентрација;
Г. Режиски трошоци за покривање на локалните административни и општи трошоци на локацијата и седиштето, како и трошоците за маркетинг, продажба и управување со имот.

Третата категорија на трошоци се трошоците направени по единица производство која може да се продаде. Ова ги вклучува износите потрошени за збогатување и транспорт, топење и рафинирање, како и рударски такси или даноци поврзани со бруто-приходи, а не со профит.

Покрај тоа, одреден износ може да биде вклучен во оваа категорија за да се обезбеди минимален профит по монетарна единица од продадениот производ.

Со цел да се утврди количината на производот што може да се продаде, потребно е да се проценат трошоците за обновување за процесите на концентрација, топење и рафинирање. Обновливите извори мора да се базираат на резултатите од пилот постројката или на обновливите извори добиени во рудниците за минерали и слични процеси.

Бруто-приходот се одредува од количината на произведен производ кој се продава, помножен со поставената цена на производството.

Постојат специфични причини за вклучување на некои трошоци и исклучување на други во одредувањето на границите на рударските операции. Најдобриот начин да се оправда вклучувањето или исклучувањето на параметарот за трошоци е прво да се одговори на прашањето кои фактори се разумно познати или непознати. Износот на минерални резерви што можат да се извлечат, коефициентот на откривање и поврзаните трошоци по тон руда по капитал не се познати на почетокот на дизајнот. Разумни проценки може да се направат во однос на:

А. Трошоци за ископување по тон материјал;
Б. Амортизација на опремата за експлоатација на рударството или трошоците за експлоатација предизвикани од абење на опремата за тони извлечен материјал;
В. Трошоци за збогатување (преработка) на минерали;
Г. Вкупните трошоци за тон руда;
Д. Очекувани реновирања;
Ѓ. Директни тарифи (даноци) по монетарна единица од продажниот производ;
Е. Цена на производот;

Ж. Минималниот очекуван профит по монетарна единица од произведениот производ.

Користејќи ги овие проценети фактори, профитабилната гранична содржина на корисните состојки и крајните граници на јамата, како и вкупните екстракциски резерви на минералот се утврдуваат за граничните вредности на профитабилната содржина. Од овие основни параметри, методите на оптимизација можат да се применат за да се одреди редоследот на изведба на екстракционите работи.

4.2. Техно-економски и еколошки аспекти

4.2.1. Општи карактеристики на дизајнот на рударските работи

Експлоатацијата на минералните суровини се врши врз основа на проектот за рударски работи, кој вклучува серија решенија на одредени задачи во општа форма позната како проектна документација. Проектната документација ги комбинира професионалните рударски решенија поврзани со идниот објект, со сите поврзани активности (механички, електрични, градежништво, заштита на животната средина итн.), како и со формално-правни регулативи кои произлегуваат од богатото наследство на теоријата и практиката.

Рударските проекти обично се поделени на концептуална (идеен) и оперативна (имплементација) документација. Концептуалната документација содржи решенија кои се презентирани во предфазата на спроведување на рударските работи и вклучува различни форми како што се: елаборации, студии, идеолошки решенија, концептуални проекти, експертиза итн., во кои се дадени приближни проценки за методот на експлоатација, животниот век на рударските работи, производствената цена, оправдувањето за започнување на производството на рударски проект и други фактори кои се важни за планираната рударска работа.

Документацијата за спроведување (оперативна) содржи конкретни и детални решенија, пред или за време на реализацијата на рударските работи и го вклучува секој сегмент во рамките на планираниот рударски објект, како што се на пр.: контура на површински коп, развој на рударските работи, метод на експлоатација, техничко-технолошки решенија, висина на скалите, димензии на рударските полиња, начин на отворање, мерки за заштита на работа, дренажа, транспорт, снабдување со електрична енергија, заштита на животната средина итн.

Дизајнот во рударството, во најширока смисла, вклучува истражување-откривање на минерални суровини, додека во потесна смисла вклучува организација на рударското производство, истражување на пазарот и надзор на изградбата на придружни рударски објекти.

Процесот на проектирање се манифестира во правилно и навремено унапредување на технолошкиот процес на експлоатација, обновување на работите во напуштените рудници, планирано затворање на исцрпените рудници и уредување на променетиот пејзаж преку технички и биолошки методи на рекултивација. Секој проект мора да даде јасен преглед на локацијата и начинот на спроведување на проектираните рударски работи и да ги вклучи сите трошоци

за експлоатација, како и економска анализа, со цел да се испита разумноста на планираните рударски работи. Во принцип, секој проект треба да биде научен и професионален придонес, дури и во најмала мера, бидејќи речиси секој депозит на минерални суровини има свои специфики и рударскиот проблем не може да се реши на типичен начин.

Местоположба, геологија и употреба на областа на резервоарот

Површинскиот рудник или депозитот „Сибовц“ припаѓа на Косовскиот јагленов басен, кој може да се идентификува со Косовската Рамнина, која има надолжно проширување север-југ и издигање во западен правец, додека општата површина на басенот е северозапад-југ-југоисток. Геолошките и откритијата спроведени досега во овој басен откриле дека слоевите на лигнит кои ја претставуваат неговата геолошка конструкција се всушност хоризонтални или речиси хоризонтални слоевити депозити и се карактеризираат со низок коефициент на откривање, што го прави користењето на балансираните резерви, со кои басенот располага, многу профитабилно.

Исцрпувањето на резервите на лигнит во југозападниот рудник Сибовц доведе до потребата за отворање на новото поле Сибовц за да се задоволат побарувачките на потрошувачите за лигнит. За ова, деталниот рударски проект бил изготвен во 2019 година. Полето Сибовц е рударско поле со вкупна површина приближно $20km^2$ ограничена со координатите:

$$Y_{\min} = 7499188; \quad Y_{\max} = 7505288$$
$$X_{\min} = 4724004; \quad Y_{\max} = 4729804$$

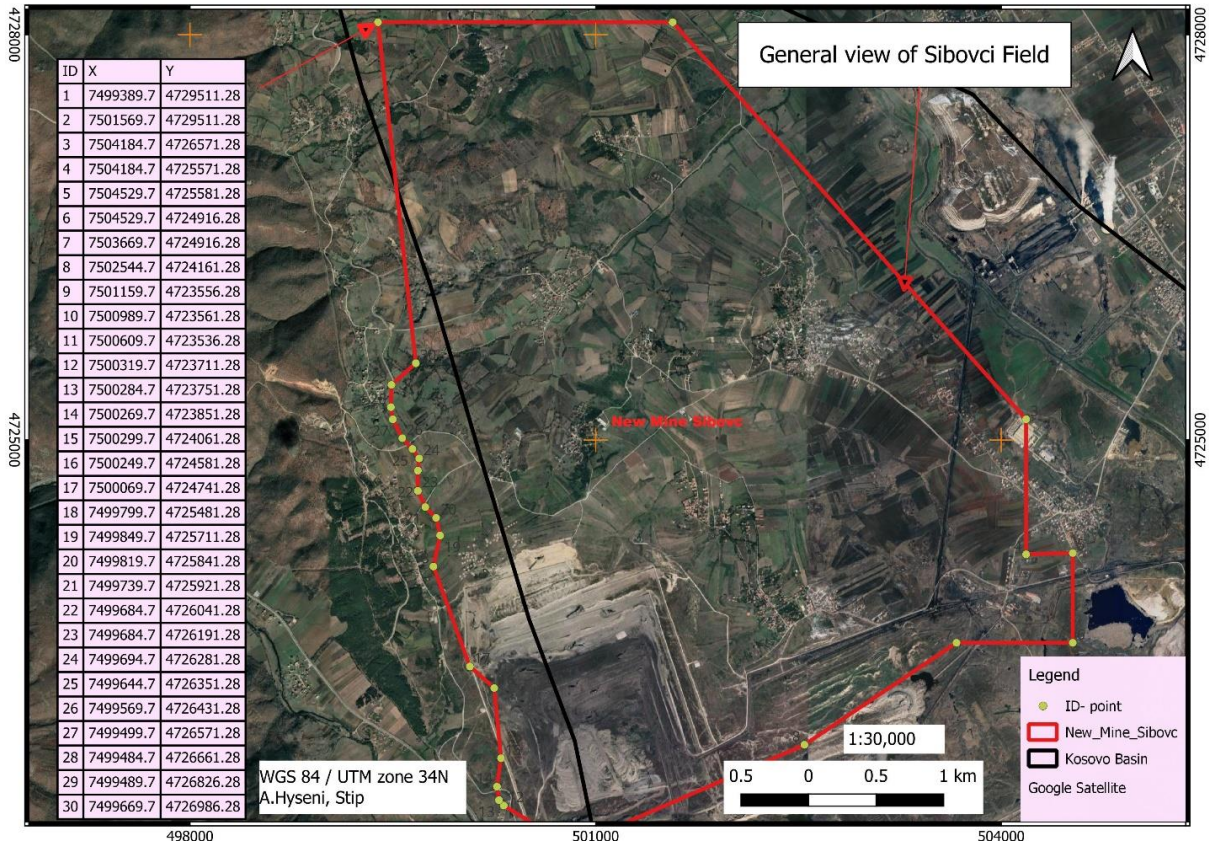
Ова поле има просечна висина над морското ниво од 620 метри, која варира помеѓу 500 и 750 метри. Аголот на паѓање на слојот на лигнит се движи од 10° до 4°, со општ пад во насока од југоисток кон југозапад. Подот на јагленскиот слој се состои од неслоевита глина со висока содржина на песок и песочници во најдлабокиот дел, блиску до јагленскиот слој. Директниот под се состои од зелена глина со присуство на масни глини и песок. Дебелината на глината е околу 50 метри.

Рударското поле Сибовц во западен правец ја следи границата на лигнитниот депозит во општи линии. На североисток, таа е дефинирана со дијагонална ориентација северозапад-југоисток, во главната насока на текот на реката Ситница, и е закривена кон југоисток во јужна насока по должината на границата на експлоатираниот рудник Бранди. Јужната граница е по должината на експлоатираните рудници Барди и Мираши (слика 4.2).

На источната страна на полето Сибовц, делот од подземниот рудник на Косово функционирал до 1966 година. Во текот на изготвувањето на Мастер планот за рудникот Сибовц, димензиите на рударските работи биле истражени врз основа на истражување, топографски истражувања, ортофотографии на областа и податоци за производството на јаглен. Исто така, локацијата на рудниците е позната.

Геологијата на полето Сибовц (Северна Рамнина) се карактеризира со просечна дебелина на јагленовиот слој од 65 *m*, додека максималната дебелина достигнува 100 (*m)*. Геолошкиот коефициент на откритие варира помеѓу помали од

$0.5\ m^3:1\ t$ и $3.0\ m^3:1\ t$. Генерално, дебелината на покривката се намалува во насока на североисток. Дебелината на покривката, која дури и во прилог на поволниот коефициент на детекција, се појавува како резултат на слојот на лигнит со многу голема дебелина и достигнува висина до 120 (*m)*, но во просек е прифатено да биде 63 (*m)*.



Слика 4.2: Преглед на полето Сибовц
Figure 4.2: General view of Sibovci Field mine

Во рамките на набљудуваната област биле идентификувани неколку геолошки раседи и се појавиле дополнителни пукнатини. Повеќето од овие структурни дефекти се забележани на западната граница на северната рамнина.

Вистинска употреба на површината на резервоарот: Во рамките на рударското поле Сибовц има голем број села, од кои најважни се Хада, Шипитула, Лешковиќ и Сибовц. Поголемиот дел од површината на ова поле се користи за земјоделски цели. Локалните патишта ги поврзуваат селата со градот Обилиќ. Нема значајна река на теренот.

4.2.2. Алтернативи на експлоатацијата на рудникот Сибовц

Мастер планот за рударското поле Сибовц наведува дека: „Ако потрошувачката на суров јаглен е јасно намалена, основниот проект, вклучувајќи долги размери,

повеќе нема да биде оптимален и ќе резултира со специфично зголемување на производствените трошоци“. За отворање, подготовка и експлоатација на новиот рудник Сибовц според оваа документација на ММП, три алтернативи се разгледани подолу:

Алтернатива 1

- Продолжување на развојот на рудникот Сибовц-ЈП во северна насока;
- Преместувањето на јужниот дел на Ада не е потребно од технолошка гледна точка, но е планирано на време од социјални причини;
- Во првите пет години не е потребна дополнителна опрема, освен неопходните поправки на постоечката опрема за ископување, транспорт и складирање;
- Планира да се опреми јамата со дополнителни транспортери со 1600 и 1800 мм ширина на лентата за сите скали поради напредокот на рудникот;
- Замена на застарени багери за јаглен и транспортни ленти во нормален процес на купување на два или три компактни багери со капацитет за ископување и технички карактеристики слични на багерите SR 1300 и SchRs 650;
- Преместување на делови од селото Сибовц и стекнување на земјиште во согласност со развојот на рудникот.

Алтернатива 2

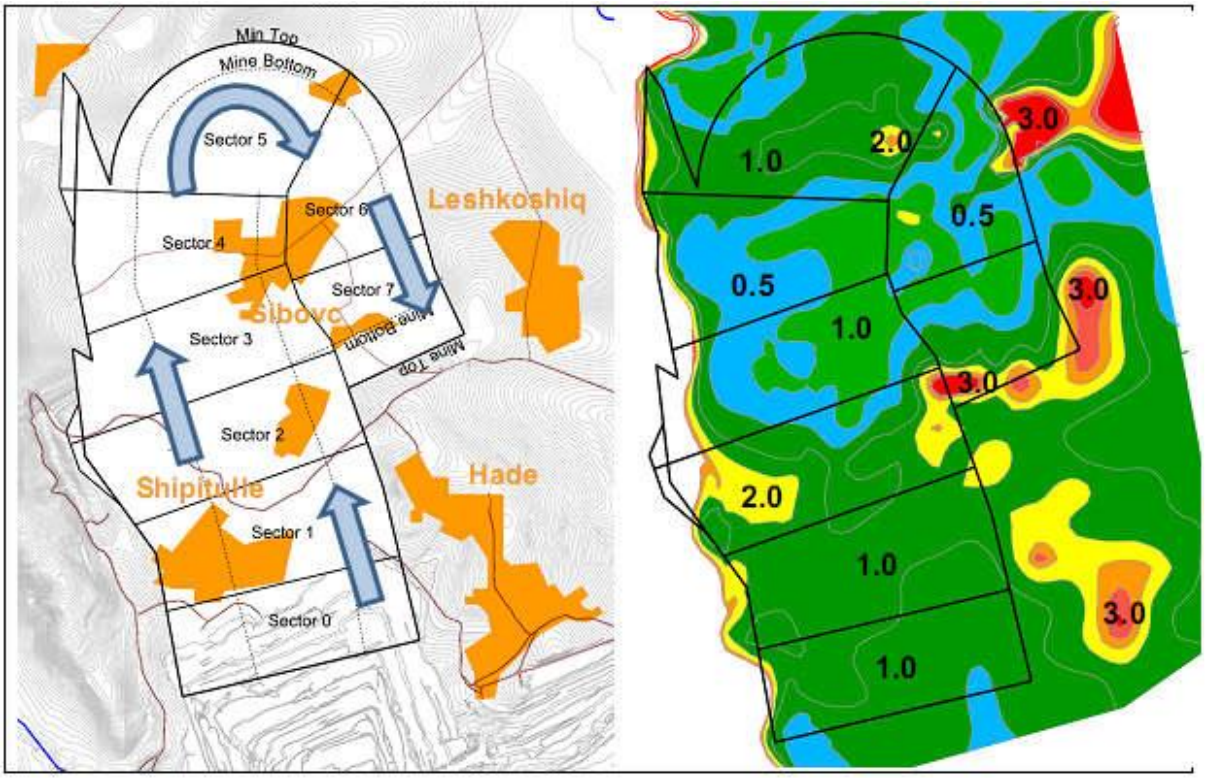
- Отворање на делот Хада паралелно со продолжувањето на рудникот Сибовц - ЈП. Целта е развој на рудник со долг фронт Сибовц-Југ;
- Потребно е итно преместување на целото село Хаде;
- Почнувајќи со мобилна или дисконтинуирана опрема (изведувач) за справување со големиот товар на откривка за откривање на јаглен во регионот на Хаде;
- Итно обезбедување на багери за покривни работи и транспортни системи

(Прво пуштање во употреба во 2025 година) поради потребната паралелна работа на Сибовц-ЈП и отворањето на делот Хаде).

Алтернатива 3

- Дополнителни транспортни системи за транспорт на покривка во 2025/2026 година поради потребниот редизајн на транспортот на покривка Сибовц-ЈП (од источната до западната граница);
- Барање за поднесување на барање за дозвола пред почетокот на каква било рударска активност;
- Замена на застарени багери за јаглен и транспортни ленти со помош на нормален процес на купување на два или три компактни багери со сличен капацитет како SRs 1300/ SchRs 650 (2026/28);
- Преместување на делови од селото Сибовц и Лешкошиќ и купување на земјиште во согласност со развојот на рудникот.

Земајќи го предвид можниот развој на рударското поле Сибовц и сегашниот развој на југозападниот рудник, за идниот развој на рударските активности избравме за детална студија алтернатива 1 со горенаведените карактеристики (слика 4.3).



(а) Развој на рудникот б) Коефициенти на геолошки откритија

Слика 4.3: Алтернатива 1 - Развој на рудникот и коефициент на откривање во Полето Сибовц (Извор: Дел II Техничко планирање, КЕК 2019)
Figure 4.3: Alternative N1 - Mine Development and Discovery Coefficient in the Sibovci Field (Source: Part II Technical Planning, KEK 2019)

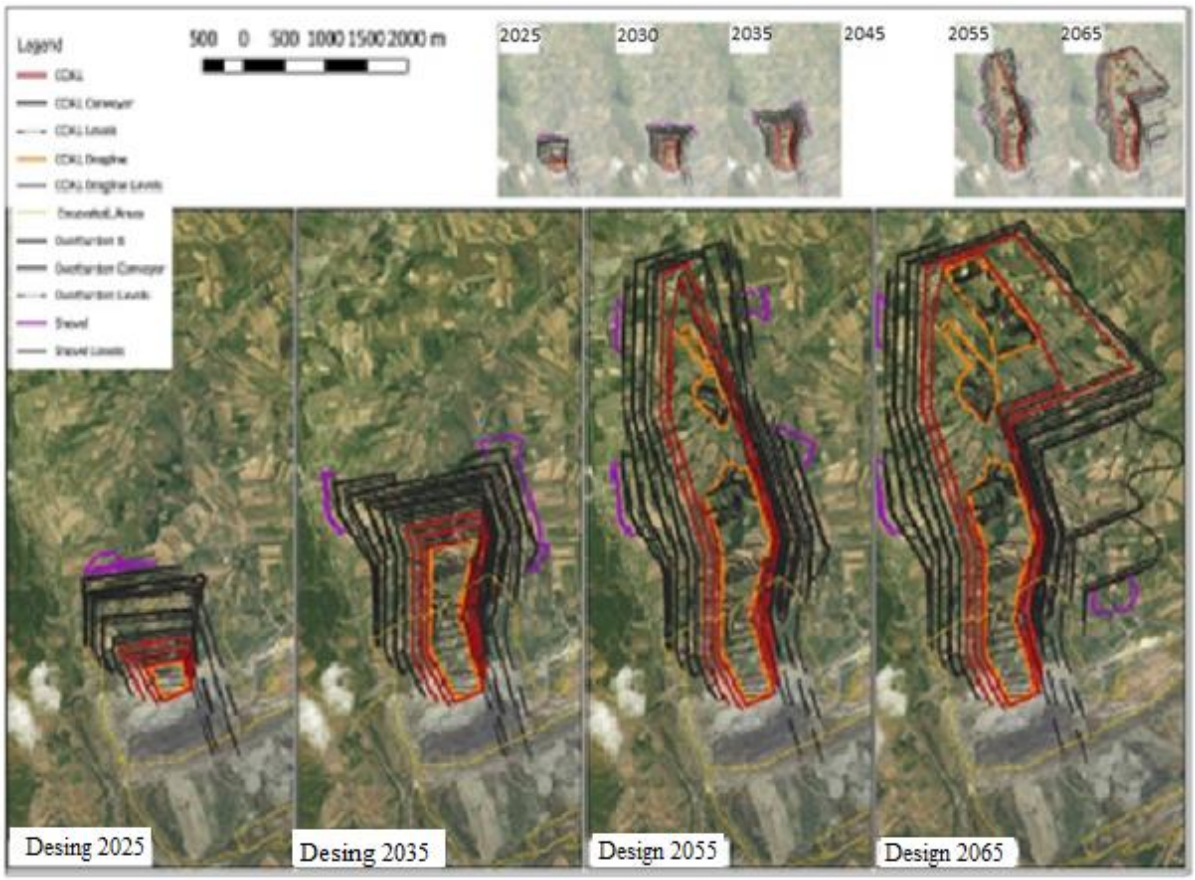
4.2.3. Искористување според алтернативата 1

Експлоатацијата на новиот рудник, Сибовц, според алтернативата 1, всушност претставува продолжување на експлоатираниот рудник Сибовц-Ј-П во северен правец. Сите поголеми носачи треба да бидат проширени со унапредување на рударските работи во јамата. Во центарот на системот 1 во откривка, висината на скалите е повисока од висината на техничкиот багер. Во овој дел, тие мора да се вклучат во помошна опрема; Дисконтинуиран систем, лопатни багери – камион во работните процеси за чистење на можни бетонски и други остатоци од куќите и скратување на висината на блокот до максимум 21 метар. Материјалот ќе биде наредена во западниот дел на поранешниот рудник Барди. Должината на првиот чекор во покривката на постоечкиот рудник е $1600m$ (сектор 0). Развојот на рудникот ќе продолжи во насока на север (сектори 0 до 3) користејќи го најдобриот дел, што резултира со геолошки коефициенти или многу поволни соодноси на покриеност/лигнит (кој преовладува со вредност од 1,0, додека во секторот 3 е само 0,6) во текот на животот на рудникот. Не е потребно да се ископуваат ридовите северно од Ад, а исто така не е потребно да се преместат селото Лешкошиќ и поголемиот дел од селото Хаде.

Почнувајќи од секторот 0, кој е сличен на постоечкиот површински рудник Сибовц-ЈП, рудникот ќе се експлоатира со паралелни рударски работи до почетокот на секторот 4. На крајот на секторот 4, рудникот се префрла на работни операции со ротација во насока на часовникот. Во секторот 6, експлоатацијата на рудникот преминува од рударски работи со кружен фронт до експлоатација со надолжен фронт или паралела во насока на југ. Стапката на откривање варира помеѓу 0,8 и 1,0. Западната граница на рудникот во секторите 6 и 7 веќе е ископана во секторите 3 и 4. Поради оваа причина, покривните системи ќе го копаат само столбот кој е заробен под главните транспортери.

Во текот на првите 5 сектори, рудникот нема да се прошири во источна насока (поради системот на падини на источниот обиколник со распоредени фронтални транспортери). Почнувајќи од завршувањето на секторот 5, рудникот би можел да се прошири во источна насока. Потоа фронталните транспортери ќе бидат инсталирани во системот на падини на западниот раб, кои овозможуваат проширување на рудникот во источна насока.

Годишното унапредување на рудникот бр. 1 - алтернативна експлоатација на рудникот во просек е 100 метри. Генералниот план за унапредување на експлоатациските работи е даден на слика 4.4.

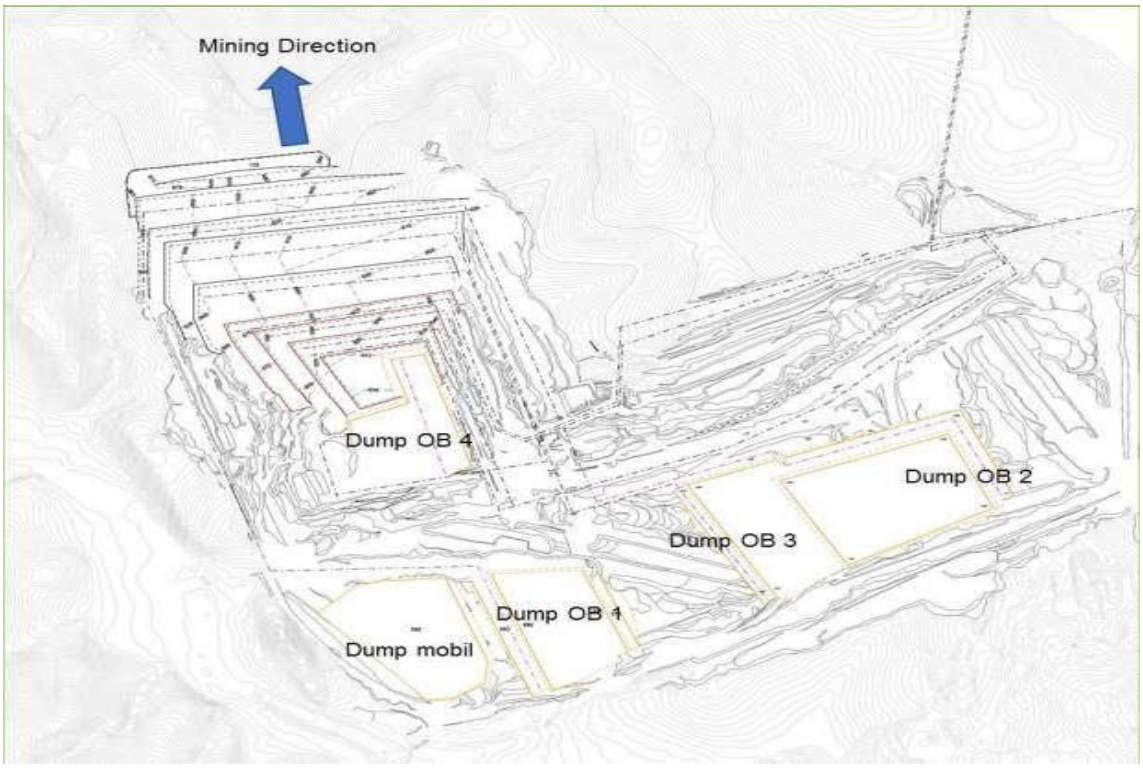


Слика 4.4: План за унапредување на рударските работи
Figure 4.4: Mine progress map (KEK)

Во оваа алтернатива не е потребно рудникот да се експлоатира во економски неповолните делови на резервоарот, како и во областа на претходната подземна експлоатација. Како дел од алтернативата 1, исто така, не е потребно да се копаат ридовите северно од селото Хаде, а освен тоа не е потребно да се премести селото Лешкошиќ и поголемиот дел од селото Хаде.

Земајќи ја предвид годишната побарувачка за јаглен за термо-енергетскиот капацитет на Косово вкупно е 400 милиони тони до 2065 година. Поради оваа причина, во опишаното сценарио 1 за експлоатација на рудникот, 378 милиони м3 неплодни мора да бидат отстранети, што доведува до одличен просечен коефициент на откривање од 1,0.

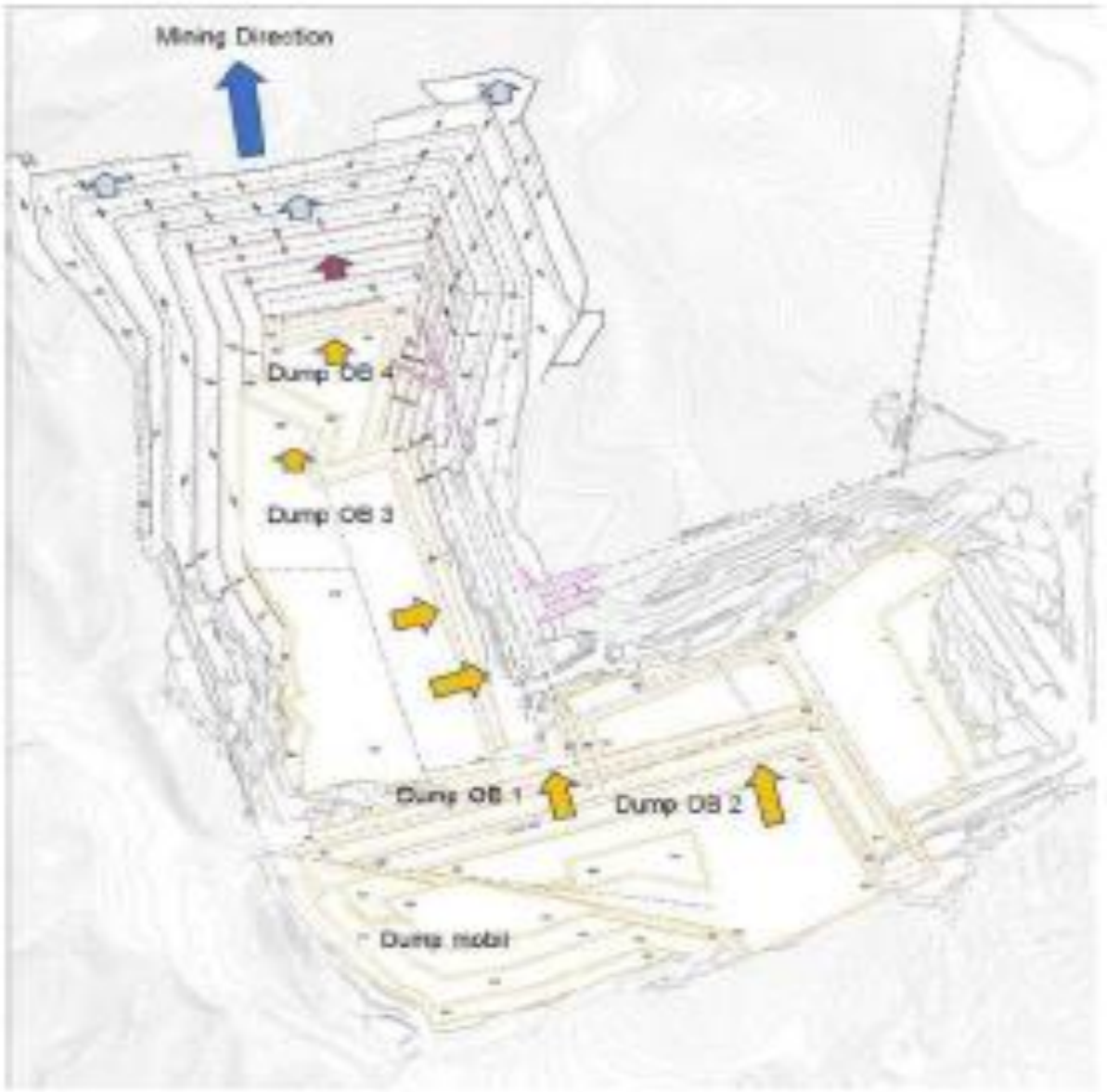
Развојот на новиот рудник според опцијата 1 всушност претставува продолжување на рудникот Сибовц-ЈП во северен правец (слика 4.5). Сите поголеми носачи треба да бидат проширени со унапредување на рударските работи во јамата. Во центарот на системот 1 во откривка, висината на скалите е повисока од висината на техничкиот багер. Во овој дел, дисконтинуираниот систем на багер и камион треба да биде вклучен со цел да се намали висината на издувните блокови на максимум 21 метар. Материјалот ќе биде нареден во западниот дел на поранешниот рудник Барди.



Слика 4.5: Развој на рудникот во 2026 година
Figure 4.5: Mine development in 2026 (KEK)

Транспортот на долги растојанија со камион е предвиден само за тули, бетон и други остатоци од згради, патишта итн., почнувајќи од 2027 година па 95% наваму,

ископаниот волумен со механичка лопата багер ќе се транспортира на кратки растојанија до системот I и II во покриеност и ќе биде натоварен од главната рударска опрема до соодветните транспортери на системот (слика 4.6). И покривниот систем ќе има кратка стапка на искористување поради промената на површинскиот профил (долина во средината на предниот дел на рудникот). Почнувајќи од 2027 година, транспортерот ќе биде скратен на $700\ m$.



Слика 4.6: Развој на рудникот во периодот од 2029 до 2034 година
Figure 4.6: Mine development in the period 2029 – 2034 (KEK)

4.3. Идентификација на можни алтернативни решенија и критериумски функции

Постојат неколку различни системи за површинска експлоатација на лигнит, секој со своите предности и недостатоци. Земајќи ги предвид постоечките машини и опрема во компанијата, како и геолошките услови на резервоарот, избрани се две технолошки шеми за експлоатација на лигнит во рудникот Сибовц:

А. Континуирана опрема: Багери со ротор (В), транспортер за скали (Т) и одлагач (О) – скратено ВТО – како главна опрема / технологија;

Б. Дисконтинуирана опрема**:** Багери и камиони за специјални операции и за исполнување на планираниот капацитет од 15 милиони тони.

За специфичните услови на полето Сибовц, другите системи за експлоатација на јаглен не се сметаат за соодветни или ефикасни во споредба со оние споменати погоре. Примената на експлоатациски технологии со континуирана опрема (ВТО) и дисконтинуирана (В-К), користејќи ротор и багери со една корпа како опрема за ископување, е оправдана од геолошко-рударските услови на депозитот, кои се:

- Голема површина на резервоарот што овозможува развој на рударските работи во откривањето и експлоатација на слојот на лигнит со големи работни фронтови;
- Доволни резерви за да се оправдаат релативно високите капитални инвестиции;
- Нежно намалување на слојот на лигнит, што влијае на зголемената стабилност на скалилните системи во покривот, во слојот на лигнит, како и во стабилноста на работните површини на скалите;
- Едноставна геологија на таванските формации – покривен и лигнитен слој, кои се карактеризираат со ниска отпорност на ископување, што ја фаворизира употребата на багери за директно механичко ископување;
- Плитки депозити поради ограничувањата на проширувањето и висината на магацинот.

Во принцип, треба да се напомене дека само комбинации на континуирани и дисконтинуирани уреди се погодни за употреба во технолошкиот процес на ископување на јаглен. Овие системи ќе бидат детално проучени за време на фазата на планирање на рудникот во Полето Сибовц, за прифатената алтернатива.

Во површинските копови за лигнит во сливот на Косово, преовладува употребата на системот на континуирана ВТО, кој се карактеризира со непрекинат проток на материјал, т.е. ископувањето/товарот, транспортот и растоварувањето/ редењето на ископаниот материјал се вршат континуирано, прилагодувајќи се на специфичните работни услови во соодветниот депозит.

Терминот „оптимална рударска опрема“ во површинските рудници значи технолошки систем кој, во рамките на границите и конкретните услови на работната средина, ја постигнува главната цел на експлоатација: реализација на максимално производство со минимални трошоци и висока безбедност. Затоа,

оптимизирањето на изборот на опрема обично се фокусира на минимизирање на трошоците за експлоатација на лигнит.

Изборот на опрема во ископувањето на јаглен вклучува управување со голем број фактори, кои имаат различни карактеристики: геолошки, геомеханички, технолошки, економски и еколошки. Овие фактори ја одредуваат комплексната интеракција на опремата со работната средина. Прецизната проценка на влијанието на секој фактор е од суштинско значење за донесување информирани одлуки.

Практиката на избор на опрема во индустријата за експлоатација на лигнит вклучува две фази: примарна селекција и финална селекција.

- Примарната селекција има за цел да ги филтрира сите фактори кои влијаат на изборот на опрема. Целта е да се изберат оние модели на уреди кои можат да исполнат различни критериуми. На пример, геомеханичкиот филтер вклучува проценка на отпорноста на почвата на сечење и притискање, деформација, густина, влага и распределба на пукнатини. Додека технолошкиот филтер го зема предвид наклонот на патиштата, геометријата на скалите, локацијата на депозитите и просторите за складирање на отпадот, како и методите и системите на искористување. Главниот технолошки критериум е стапката на производство на уредот, кој мора да ги исполнува производствените цели. На пример, за време на изборот на роторски багери, излезната стапка е значително под влијание на геометријата на работните скали [Hrebar 1990].
- Конечниот избор има за цел да ги оцени перформансите на опремата со сите релевантни економски параметри. Оптимизацијата е водена од економскиот критериум, бидејќи изборот на опрема е стратешка одлука која значително влијае на економската ефективност на експлоатационите операции [Lizotte 1998].

4.3.1. Технолошки параметри кои можат да се применат на рудникот Сибовц

Главните машини за ископување користени од КЕК се SRs 1300+VR и SchRs 650+VR багери. КЕК нема намера да го промени главниот концепт на развој на рудникот. Багерите кои ќе бидат изградени, дистрибуирани и ставени во употреба мора да ги исполнуваат истите параметри на перформанси. Искуството од повеќе од половина век во експлоатација на лигнит во басенот на Косово, имплементирајќи ги системите за континуирана експлоатација ВТО, покажало дека техничко-технолошките барања за избор на багери со соодветен ротор за површинско ископување на јаглен зависат од физичките и механичките својства на материјалите на кои се очекува да работат багерите, техничките параметри на блокот и посакуваниот капацитет, како и претпоставки во врска со некои од основните карактеристики на тие багери кои ги исполнуваат условите наведени погоре. Земајќи ги предвид физичките и механичките карактеристики на откривка и лигнитот за кои ќе бидат ангажирани избраните багери, но исто така и условите

кои тие мора да ги исполнуваат, некои од техничко-технолошките карактеристики кои овие багери треба да ги исполнат се прифатени (табела 4.2):

- Теоретски капацитет помеѓу $Q_t = 3500 - 4200$ (m^3/h, материјал во споена состојба);
- Висина на ископување наоколу $20m$, со работни можности под нивото на престој $5m$;
- Специфичен притисок на $\sigma_p = 10\ \left(N/cm^2\right)$ теренот;
- Дијаметар на работното тркало $D_{rp} = 12.2 \cdot \sqrt{Q}$;
- Бројот на кофи се празни во рок од една минута $44 - 48$;
- Брзина на сечење $2.4 - 2.8\ m/s$;
- Конструкцијата на багерите мора да биде наменета да го исполни условот дека односот на теоретскиот капацитет (Q_0) со вкупната тежина на багерот $\left(G\right)$ е: $Q_0/G_t > 3$.

Табела 4.2: Минималните технолошки параметри кои мора да бидат исполнети се:
Table 4.2: The minimum technological parameters that must be met are:

Параметри **Parameter**	**Единица** **Unit**	**Минимална вредност** **Minimum value**
Максимална висина на блокот Maximum block height	M	22
Висина на ископувањето Digging height	M	2
Технолошка ширина на експлоатацискиот блок Technological width of the mining block	M	40
Преден агол на блокот со максимална висина на блокот Face angle of the block with the maximum block height	°	$55 - 60$
Страничен агол на блокот со максимална висина на блокот Side angle of the block with the maximum block height	°	50
Надолжен наклон по рампата Longitudinal slope along the ramp		$1:33$
Попречен наклон за време на работа Cross slope during operation		1:33 кога надолжниот наклон = 0
Агол на ротација Rotation angle	°	360
Номинален теоретски капацитет Theoretical nominal capacity	m^3, растресита	4400

Максимален капацитет Maximum capacity	%	130 од номиналниот капацитет
Капацитет на возење (моќ) на работното тркало Drive capacity (power) of the working Wheel	kW	900 со контролирана фреквенција
Големината на парчињата материјал на местото за товарење на багер / Material fragment size at the excavator loading site	*mm*	0 – 300

Врз основа на барањата на технологијата на ископување која е добиена во согласност со физичко-механичките својства на резервоарот, се создаваат услови за избор на оптималните параметри на багерот, а со тоа и за одредување на параметрите на скалите, работните површини и стабилноста на падот. Земајќи ги предвид овие барања, се заклучува дека видовите уреди со континуирано дејство и уредите со наизменично дејство се уредите како што следува:
Континуиран уред Багер тип SRs1300 (или споредлив со него), стакер тип A2RsB 4200 (или споредлив со него) и дисконтинуиран драглон уред тип Esh 10/70

Роторниот багер е еден од најсложените технички системи во индустријата воопшто. Главно се карактеризира со сложена хиерархиска конструктивна структура, со висока монетарна вредност, како во однос на капиталните инвестиции, така и во однос на оперативните трошоци (слика 4.7).

Производствениот процес во откривањето е најтешкиот процес, во однос на површинската експлоатација за експлоатација, како во однос на обемот на работите така и во однос на бројот на опрема. Затоа, основата на многу класификации на системите е начинот, опремата и организацијата на производствениот процес во детекторот.

Врз основа на проектот за експлоатација, се планира рудникот да работи со три БТО системи во покриеност и два ВТО системи во јаглен. Транспортот е предвиден да се врши со транспортери со ленти $B = 1800\left[mm\right]$ и $B = 2000\left[mm\right]$. Стекинг курсеви со тип на стакери $ARs\ B = 2500 \times 55;\ A2Rs\ B = 4400 \times 60;$ $A2Rs\ B = 5200 \times 55.$

За секој технички систем, од најголема важност е да се утврди кога треба да се случи ревитализација. Според странски податоци, просечниот животен век на БТО системските машини е 20-25 години за машини со среден капацитет, додека за машини со голем капацитет е над 30 години. Истиот извор укажува на тоа дека некои роторски багери се во функција повеќе од 40 години. Еден од најголемите европски производители на јаглен, а со тоа и најголем корисник на роторски багери, е Career Power Plant RWE AG (Rheinisch-Westfälisches Elektrizitätswerk). Најголемите багери во светот работат во овие површински копови, како во однос на големината така и на капацитетот. Багерите бр. 259 и бр. 260 се во употреба од почетокот на шеесеттите години. Багер бр. 259 бил произведен во 1961 година, додека багер бр. 260 во 1962 година. Двата багера сè уште се во редовна работа повеќе од половина век.

Слика 4.7: Преглед на системот ВТО
Figure 4.7: Overview of the BTO system

Предвидувањето на животниот век на машините за време на процесот на дизајнирање се базира на веројатноста и на искуствата стекнати со слична опрема. Сепак, пресметката на работниот век на комплексните машини, и покрај напорите на дизајнерите, се врши само по изградбата на веројатен модел за предвидување, кој се базира на проценката направена од страна на искусни дизајнери и на аналогии со постоечките машини, како и на искуствата стекнати за време на нивната работа, вклучувајќи корекции поврзани со разликите во применетата опрема.

Точна пресметка на животниот век за време на проектирањето не е можно, затоа станува збор за посакуваниот оперативен животен век. Ова е особено важно за роторни багери, стакери и други машини кои се користат во површински експлоатирани рудници. Со следење на однесувањето на овие машини за време на процесот на работа и одржување, може да се обезбеди попрецизна проценка на преостанатиот животен век или моментот кога овие машини треба да се ревитализираат. Терминот „ревитализација“, како што се користи во овој труд, значи серија на мерки поврзани со подобрување на влезните карактеристики на системот (багер) и продолжување на оперативниот животен век на багер кој бил подложен само на обични мерки за одржување.

Во делата на различни автори кои се занимавале со кариерите на КЕК отворени во Косовскиот басен, со спроведувањето на системот БТО, е анализирана работата на неколку видови роторни багери во бетонски услови на овој јагленов

басен. Врз основа на анализите спроведени со помош на софтверскиот пакет CATSIM, идентификувани се оние параметри кои влијаат на ефикасноста на роторскиот багер во процесот на ископување. Влезните податоци ги вклучуваат: висината и ширината на блокот, аглите на наклон, теоретскиот капацитет, дијаметарот на работното тркало, позицијата на прикачување (фиксирање) на стрелата на багерот, опсегот на дејство на роторот, димензиите на лентите, брзината на движење, брзината на ротација на стрелата и брзината на нејзиното кревање. Како резултат на тоа, се добиваат: индивидуално работно време, вкупно работно време по блок, ефективен капацитет и ефикасност на багерот. Откриено е дека, во зависност од должината на стрелата на багерот, роторните багери копаат блокови со одредена висина, ширина и должина. Тоа значи, како што должината на стрелката се зголемува, така се зголемува и должината на блокот. Исто така, во зависност од зголемувањето на волуменот на блокот, перформансите на багерот исто така се зголемуваат.

4.4. Развој на моделот за повеќекритериумско одлучување

4.4.1. Општи концепти на повеќекритериумско одлучување

Повеќекритериумското одлучување (MCDM) се однесува на избор на најдобрата алтернатива од конечниот сет на алтернативи за одлучување според повеќекратни, обично спротивставени критериуми. Овој метод често се применува во процесот на избор на најоптимален систем за експлоатација под специфични услови на рударство, со одредување на најдобрата опција од конечен сет на опции. Носителите на одлуки во рударската и индустријата на преработување на минерали честопати се соочуваат со сложени проблеми. Решавањето на овие проблеми честопати бара мултидисциплинарно знаење, вклучувајќи технички, економски, еколошки и социјални аспекти, како и политики и регулативи. Сложеноста се јавува затоа што лицето кое донесува одлуки мора да ги земе предвид целите и критериумите од различни засегнати страни. Оној кој одлучува мора да земе предвид и различни ризици поврзани со геолошки податоци, системи за експлоатација, нова технологија, откуп на земјиште, национализам на ресурси, цени на стоки и пазарни услови, за кои информациите или се тешки за добивање или не се секогаш точни. Понатаму, неизвесната природа на информациите може да доведе до донесување одлуки во услови на неизвесност. Во процесот на донесување одлуки за сложени проблеми што вклучуваат повеќе спротивставени и неизвесни критериуми, мора да се земат предвид многу компромиси. На оние кои донесуваат одлуки им е потребна алатка која научно ги интегрира и квантитативните и квалитативните анализи, наместо да се потпира исклучиво на интуиција и искуство. Неуспехот во овој поглед можеби нема директно да влијае на проектот во неговите рани години; сепак, акумулацијата на ова латентно (скриено) влијание може негативно да влијае на аспектите во оперативната фаза, како што се искористувањето на ресурсите, продуктивноста на трудот,

производствените трошоци, па дури и фазите по експлоатацијата, како што е одговорноста за животната средина, што е многу тешко за управување. Внимателното и правилно вклучување на квантитативни и квалитативни анализи е затоа клучен фактор за одржливоста на проектите за рударство и преработка на минерали. Оттука, лицето кое донесува одлуки мора да ги користи најдобрите достапни алатки за да обезбеди податоци за овој процес.

Како што е наведено во став 3.4, повеќекритериумското одлучување (MCDM) е дел од оперативното истражување кое го поддржува лицето кое одлучува во решавањето проблеми кога треба да се евалуираат повеќе спротивставени критериуми. MCDM моделот е практична и моќна алатка која може да се користи во услови на сигурност или несигурност и го олеснува вклучувањето на квантитативни и квалитативни анализи на научен начин.

Од перспектива на нумеричка анализа на алтернативи, техниките на овие методи вклучуваат три чекори:

1. Одредување на релевантни критериуми и алтернативи;
2. Доделување нумерички вредности на релативната важност на критериумите и влијанието на алтернативите врз овие критериуми;
3. Обработка на нумерички вредности за да се утврди рангирањето на секоја алтернатива.

4.4.1.1 Класификација на методи на повеќекритериумското одлучување (MCDM методи)

Во литературата, постојат многу MADM методи, секој со свои карактеристики. Постојат неколку начини за класификација на MADM. На пример, еден начин е да се класифицираат според видот на податоци што методите ги користат. Од оваа перспектива, тие се класифицираат како детерминистички, стохастички и фази методи. Сепак, во некои случаи, овие можат да се комбинираат, на пр. фази и стохастички методи итн.

Друг начин за класификација на MADM методите е според бројот на луѓе вклучени во процесот на донесување одлуки, т. е. имаме MADM методи со едно лице кое одлучува и со група донесувачи на одлуки.

За решавање на проблеми во областа на рударското инженерство со користење на повеќекритериумско донесување одлуки (MCDM), истражувачите најчесто ги користат методите наведени подолу:

- **AHP** – Аналитички хиерархиски процес
- **ANP** – Процес на аналитичка мрежа
- **TOPSIS** – Техника за претпочитање на редоследот според сличноста со идеално решение
- **ELECTRE** – Елиминација и избор на преведување на реалноста (Француски: Élimination et Choix Traduisant la Réalité)
- **VICOR** – Повеќекритериумска оптимизација и компромисно решение

- **PROMETHEE** – Методи на организирање на рангирање на преференции за проценки на збогатување
- **WSM** – Модел на тежински суми
- **WPM** – Модел на тежински производи
- **GP** – Програмирање на цели
- **MACBETH** – Мерење на привлечноста со техника на категоријална евалуација
- **MAUT** –Повеќеатрибутна теорија на корисност
- **MAVT** – Повеќеатрибутна теорија на вредност

Според Хванг и Јун (1981), MCDM методите можат да се класифицираат во две категории:

I. Повеќеатрибутно одлучување (MADM) – MADM методите главно се применуваат на проблеми со селекција и секогаш се поврзани со ограничен број на алтернативи и рангирање на преференции (т. е. просторот за одлучување е дискретен). Ограниченият број на предложени алтернативи се оценува според различни пондерирани атрибути, а се добива со рангирање на преференциите што ги опишува перформансите на секоја алтернатива во постигнувањето на целта во однос на атрибутите.

II. Повеќецелно одлучување (MODM) – MODM методите генерално се користат за дизајнирање или планирање каде што бројот на алтернативи е неограничен (т. е. просторот за донесување одлуки е континуиран). Целта на MODM е да се дизајнира оптимална алтернатива со земање предвид различни интеракции во рамките на дадени ограничувања. Со постигнување на задоволителни нивоа на неколку цели се добива најдобрата алтернатива.

Во однос на видот на податоци и информации користени од методите, Кахраман (2008) ги класифицираше MCDM методите како:

III. Crisp MCDM методи – се користат кога сите релевантни информации и податоци се целосно достапни и точни, така што лицето кое одлучува има доволно познавање на околностите на одлуката.

IV. **Фази MCDM (FMCDM)** – се користат кога некои или сите информации и податоци не се јасно дефинирани. Ова може да се должи на нецелосни, недоволни или недостапни информации или поради недостаток на знаење (Chen, Hwang, & Hwang 1992).

4.4.1.2 Алтернативи во повеќеатрибутно одлучување (MADM)

Алтернативите претставуваат различни избори на дејства што ги нуди лицето кое одлучува. Бројот на алтернативи може да варира. Се претпоставува дека тие се обезбедени, приоритизирани и, во посебни случаи, рангирани. Секој MADM проблем има конечен број на алтернативи. Секој MADM проблем има конечен број на различни и рангирани алтернативи и значаен број на атрибути (повеќе од десетици), кои можат да бидат организирани хиерархиски. Тежините во одлучувањето бараат атрибутите да се оценуваат според нивната важност. Некои

атрибути се на највисоко ниво, а секој од нив се состои од неколку податрибути од трето ниво итн. Затоа, генерално, MADM методите имаат хиерархиска структура. Забележано е дека многу MADM методи имаат атрибути на едно ниво, т. е. немаат хиерархиска структура.

Според Poj (Roy 1981, 1996), MCDM е дизајниран да реши четири типа проблеми:

1. **Проблем со избор** каде MCDM се користи за да се идентификува најдобрата опција од множество алтернативи.
2. **Проблем со сортирање** каде MCDM се користи за доделување на множеството алтернативи на претходно дефинирани категории.
3. **Проблем со рангирање** каде MCDM се користи за делумно или целосно рангирање на алтернативите.
4. **Проблем со опис** каде MCDM се користи за обработка на алтернативи, конструирање на множество критериуми и одредување на перформансите на сите или некои алтернативи земајќи ги предвид дополнителните информации.

4.4.1.3 Критериуми во повеќекритериумско одлучување (MCDM)

Критериумите за одлучување, или едноставно критериумите (или атрибутите, целите), служат за оценување на алтернативите врз основа на целите. Секоја алтернатива е поврзана со оценки (резултати) кои што мерат колку добро секоја алтернатива го задоволува секој критериум.

Критериумот за избор на оптималната алтернатива го одредува лицето кое донесува одлуки според својата субјективна проценка. Кај моделите на повеќекритериумско одлучување секогаш постојат два или повеќе критериуми за избор на некоја алтернатива. Подолу се наведени некои фундаментални размислувања во врска со критериумите во однос на MCDM методите:

- **Конфликт меѓу критериуми или атрибути –** многукратни критериуми можат да претставуваат различни димензии на истите алтернативи и затоа можат да бидат во конфликт едни со други; на пример, трошоците може да бидат во конфликт со профитот итн.
- **Неспоредливи единици –** Различните критериуми имаат различни мерни единици, што ги прави неспоредливи. Со користење на MCDM методи, може да се реши проблемот со неспоредливите единици.
- **Тежина на одлуката –** Повеќето методи за повеќекритериумско одлучување бараат доделување тежини на критериумите според нивната важност, врз основа на нумерички вредности што ја означуваат значајноста на секој критериум во конечната одлука. Типично, тежините на атрибутите се нормализирани, како што ќе биде прикажано подолу.
- **Матрица на одлучување**

MADM проблем може лесно да се изрази во форма на матрица. Матрицата на одлучување (A) има (m) редови и (n) колони, т. е. е со големина $A_{m\times n}$.

Треба да се напомене дека проблемот на рангирање на алтернативи е карактеристичен проблем во кој множеството (m) на алтернативи A_i $(i=1,2,...,m)$ мора да е со користење на множеството (n) на критериуми (атрибути) $C_j (j=1,2,...,n)$. За (m) алтернативи и (n) критериуми, се формира матрица на одлучување од типот $A_{m\times n}$, којашто ги претставува основните податоци за проблемот со повеќекритериумско одлучување во форма на матрица (табела 4.3).
Лицето кое донесува одлуки мора да го бара „најдобриот избор“ (т. е. најдобрата алтернатива) меѓу низата достапни алтернативи A_i.

Елементот X_{ij} на матрицата го означува учинокот на алтернативата $A_{i,i}=1,2,...,m$ во однос на критериумот, $C_{i,i}=1,2,...,n$, соодветно X_{ij} ја претставува вредноста на (j) критериумот за (i) алтернативата. Елементот (X_{ij}) на матрицата може да биде: реален број, интервал на вредност, веројатна распределба или квалитативна вредност (Zavadkas et al. 2008). Векторот на тежина $W=(w_1,w_2,...,w_n)$ ја претставува релативната важност на критериумот за одлучување $C_j (j=1,2,...,n)$ за проблемот што се разгледува. Главните тежини се нормализираат така што е $\sum_{n=1}^{n} w_i = 1$.

Табела 4.3: Структура на матрицата за донесување одлуки (според Musingwini 2010)
Table 4.3: Structure of the Decision Matrix (according to Musingwini 2010)

		Критериуми				**Рангирање**
		C_1	C_2	⋯	C_n	
Тежини на алтернативите		w_1	w_2	⋯	w_n	
Алтернативи	A_1	x_{11}	x_{12}	⋯	x_{1n}	R_1
	A_2	x_{21}	x_{22}	⋯	x_{2n}	R_2
	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
	A_m	x_{m1}	x_{m2}	⋯	x_{mn}	R_m

4.4.2. Избор на метод за повеќекритериумска оптимизација

Во ситуации каде што квалитетот на податоците и, општо земено, информациите не ги задоволуваат доволно барањата на многу детерминистички и стохастички методи на оперативно истражување, примената на фази методи е од практичен интерес, особено за оптимизација на системите за експлоатација на минерали. Затоа, ова имплицира потреба од користење на математички модели за

повеќекритериумска оптимизација, каде што евалуацијата на секој критериум се врши со користење на фази броеви.

Во специфичните услови на нашата земја, кога технологијата за мерење во многу процеси на експлоатација, бази на податоци и методологии за обработка на податоци е скромна, фази методите имаат практична релевантност и имаат предност во фази повеќекритериумско одлучување. Во овој труд ќе биде претставена основата на фази TOPSIS моделот, кој е широко користен и придонесува за објективно донесување одлуки при решавање проблеми во рударската област. Примената на овој модел ќе се изврши при изборот на најдобрата алтернатива за системот за експлоатација на наоѓалиштето на лигнит Сибовц.

За конкретност, овој труд ќе се фокусира само на MCDM методот на фази TOPSIS модел, кој ќе се примени на проблемот на оптимизација на избор на систем за експлоатација за процесот на експлоатација на лигнит на наоѓалиштето Сибовц. Изборот на оптималниот систем се базира на дефинирани критериуми и експертска евалуација. Резултатот се состои од рангирање на проектите со земање предвид на целокупноста на критериумите. На овој начин, одлучувањето може да се поддржи за да се намали неизвесноста во донесувањето одлуки во услови на повеќе алтернативи и критериуми, накусо, за да се подобрат перформансите на процесот на експлоатација.

4.4.2.1 Концептот на фази броеви

Неизвесноста е централен дел од проблемите со донесување одлуки во реалниот свет, која произлегува од две области (Fouladgar et al. 2011): (1) неизвесност во субјективните евалуации и (2) неизвесност поради недостаток на податоци или нецелосни информации. Првата произлегува од фактот дека експертите можеби не се 100 % сигурни кога прават субјективни проценки, додека втората е предизвикана од фактот дека понекогаш информациите во врска со некои атрибути можат да бидат целосно недостапни.

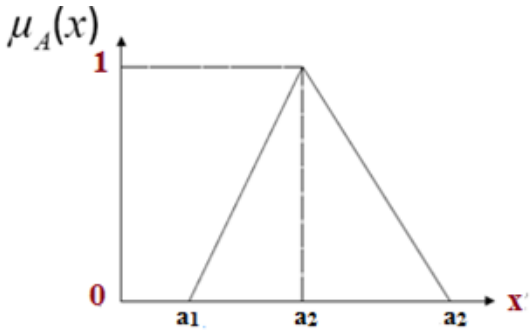
Моделирањето на неизвесноста е многу значајно бидејќи ја намалува сложеноста и ја зголемува веродостојноста на добиениот модел. Концептот на фази множества за прв пат беше воведен од Задех (1965) за да се овозможи обработка на информации кои не се јасно дефинирани, се нејасни или непрецизни. Фази теоријата е моќна алатка за справување со постоечката неизвесност, а воедно произведува резултати кои се попрецизни, поточни и посигурни (Fouladgar et al. 2012a).

Фази (неизвесно) множество A во универзалното множество X се карактеризира со функција на припадност $\mu_A(x)$, која на секој елемент x му доделува реален број (степен на припадност) во рамките на интервалот $[0,1]$. Припадност 0 значи дека вредноста не припаѓа на множеството А, припадност 1 значи дека вредноста припаѓа на множеството што се разгледува, а секоја вредност на припадност помеѓу 0 и 1 го дефинира степенот на припадност (Fouladgar et al. 2012b).

Иако постојат многу форми на фази броеви, најчесто се користат триаголните и трапезоидните форми. Подолу се дадени неколку дефиниции поврзани со триаголни фази броеви и математичките операции што се извршуваат со нив.

Триаголен фази број може да се дефинира како триплет $\tilde{A} = (a_1, a_2, a_3)$ како што е прикажано на слика 4.8, додека неговата соодветна функција на припадност $\mu_A(x)$ може да се дефинира на следниов начин:

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 0 & \text{if} \quad x \le a_1 \\ \dfrac{x - a_1}{a_2 - a_1} & \text{if} \quad a_1 \le x \le a_2 \\ \dfrac{a_3 - x}{a_3 - a_2} & \text{if} \quad a_2 \le x \le a_3 \\ 0 & \text{if} \quad x \ge a_3 \end{cases}$$



Слика 4.8: График на функцијата на припадност на фази множество А

Figure 4.8: Graph of the membership function of the fuzzy set A

Ако $\tilde{A} = (a_1, a_2, a_3)$ и $\tilde{B} = (b_1, b_2, b_3)$ се два триаголни фази броја, тогаш главните математички операции помеѓу $(\tilde{A})$ и $(\tilde{B})$ се следниве:

$$\tilde{A}(\div)\tilde{B} = (a_1, a_2, a_3)(\div)(b_1, b_2, b_3) = \left(\frac{a_1}{b_3}, \frac{a_2}{b_2}, \frac{a_3}{b_1}\right)$$

$$\tilde{A}(+)\tilde{B} = (a_1, a_2, a_3)(+)(b_1, b_2, b_3) = (a_1 + b_1, a_2 + b_2, a_3 + b_3)$$

$$\tilde{A}(-)\tilde{B} = (a_1, a_2, a_3)(-)(b_1, b_2, b_3) = (a_1 + b_3, a_2 - b_2, a_3 - b_1)$$

$$\tilde{A}(\times)\tilde{B} = (a_1, a_2, a_3)(\times)(b_1, b_2, b_3) = (a_1 b_1, a_2 b_2, a_3 b_3)$$

$$(\tilde{A})^{-1} = \left(\frac{1}{a_3}, \frac{1}{a_2}, \frac{1}{a_1}\right)$$

Методот на теме за пресметување на растојанието помеѓу $(\tilde{A})$ и $(\tilde{B})$ е дефиниран на следниов начин:

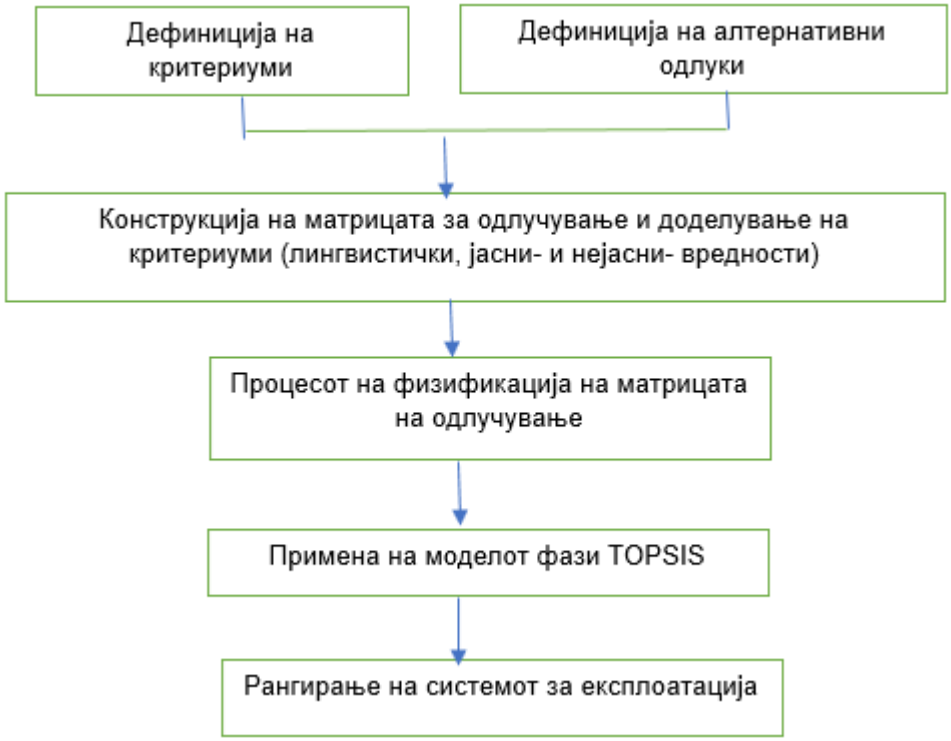
$$d(\tilde{A}\tilde{B}) = \sqrt{\frac{1}{3}\left[(a_1 - b_1)^2 + (a_2 - b_2)^2 + (a_3 - b_3)^2\right]}$$

4.4.2.2 Дефиниција на фази TOPSIS моделот

Кога евалуацијата на критериумите за секоја алтернатива, како и тежината на секој критериум, се изразува во форма на триаголни фази броеви, решението на MCDM проблемот се изведува со користење на фази TOPSIS методот. Најдобрата алтернатива е онаа што е најблиску до позитивното идеално решение, а најдалеку од негативното идеално решение.

Методот TOPSIS е техника на рангирање на преференции базирана на сличност со идеалното решение и е предложен од Чен и Хванг. Идеалното решение (исто така наречено позитивно идеално решение) е решението кое ги максимизира критериумите/атрибутите на придобивките и ги минимизира критериумите/атрибутите на трошоците, додека негативното идеално решение (исто така наречено антиидеално решение) ги максимизира критериумите/атрибутите на трошоците и ги минимизира критериумите/атрибутите на придобивките. Критериумите/атрибутите на придобивките се оние што треба да се максимизираат, додека критериумите/атрибутите на трошоците се оние што треба да се минимизираат.

Постапката за евалуација која може да се примени при изборот на систем за експлоатација е прикажана на слика 4.9.



Слика 4.9: Концептуална шема за избор на системи за експлоатација
Figure 4.9: Conceptual scheme for the selection of exploitation systems

Различните чекори на фази TOPSIS моделот за решавање на проблем со повеќекритериумско одлучување (MCDM) можат да се сумираат на следниов начин:

Чекор 1: Евалуација на критериуми и алтернативи со користење на фази броеви.

Чен и Хванг (1981) го проширија TOPSIS методот врз основа на теоријата на фази множества за решавање на фази MCDM проблеми. Чен (2000) предложи користење на еквивалентност помеѓу лингвистичките термини и триаголните фази

броеви. Според тоа, лингвистички термини можат да се користат и за оценување на тежината доделена на секој критериум и за оценување на секоја алтернатива во однос на критериумите. Табелите подолу ги прикажуваат употребените лингвистички термини и соодветните триаголни фази броеви за евалуација на тежините на критериумите и алтернативните проценки.

Табела 4.4: Лингвистички термини за оценување на тежината на важноста на секој критериум
Table 4.4: Linguistic terms for evaluating the importance weight of each criterion

Тежини на критериуми	
Лингвистички термини	**Триаголни фази броеви**
Многу ниски **(VL**)	**(0,0,0.1)**
Ниски **(L)**	**(0,0.1,0.3)**
Средно ниски **(ML)**	**(0.1,0.3,0.5)**
Средни **(M)**	**(0.3,0.5,0.7)**
Средно високи **(MH)**	**(0.5,0.7,0.9)**
Високи **(H)**	**(0.7,0.9,1.0**
Многу високи **(VH)**	**(0.9,1.0,1.0)**

Табела 4.5: Лингвистички термини за оценување на алтернативи во однос на критериуми
Table 4.5: Linguistic terms for evaluating alternatives with respect to criteria

Проценки за алтернативите	
Лингвистички термини	**Триаголни фази броеви**
Многу слаби **(VP)**	**(0,0,1)**
С лаби **(P)**	**(0,1,3)**
Средно слаби **(MP)**	**(1,3,5)**
Просечни **(F)**	**(3,5,7)**
Средно добри **(MG)**	**(5,7,9)**
Добри **(G)**	**(7,9,10)**
Многу добри **(VG)**	**(9,10,10)**

Претпоставуваме еден MCDM проблем со (m) именувани алтернативи $A=\{A_1,A_2,...,A_m\}(m\geq 2)$ и n критериуми за одлучување, $C=\{C_1,C_2,...,C_n\}(n\geq 2)$. Евалуацијата на алтернативите во однос на критериумите ја вршат теренски експерти.

На овој начин, (k) експертите, D_j $(j=1,2,...,k)$, вршат евалуација на (m) алтернативи во однос на (n) критериуми. Оваа евалуација од страна на секој експерт се врши во форма на фази броеви.

И друга алтернатива за евалуација вклучува употреба на лингвистички термини. Секоја алтернатива се оценува во однос на (m) критериуми/атрибути. Сите вредности/евалуации доделени на алтернативите во однос на секој критериум ја формираат матрицата на одлучување означена со $X=\left(x_{ij}\right)_{n\times m}$.

Нека $W=(w_1,w_2,...,w_{n)}$ е векторот на релативните тежини на критериумите, кој го задоволува условот $0\le w_j\le 0$ и $\sum_{i=1}^{n} w_1=1$.

Чекор 2: Врз основа на проценките на (k) експертите, тежината на важноста на секој критериум, како и евалуацијата на секоја алтернатива во однос на секој критериум, може да се пресметаат во просечна форма на следниов начин:

а) За тежината на секој критериум:

$$\tilde{w}_j=\frac{1}{k}\left[\tilde{w}_j^1+\tilde{w}_j^2+...+\tilde{w}_j^k\right]$$

b) За евалуација на секоја алтернатива во однос на критериумите:

$$\tilde{x}_{ij}=\frac{1}{k}\left[\tilde{x}_{ij}^1+\tilde{x}_{ij}^2+...+\tilde{x}_{ij}^k\right]$$

Горенаведените резултати можат да се изразат во форма на матрица во она што се нарекува матрица на одлучување.

$$\tilde{D}=\begin{bmatrix}\tilde{x}_{11} & \tilde{x}_{12} & \cdots & \tilde{x}_{1n}\\ \tilde{x}_{21} & \tilde{x}_{22} & \cdots & \tilde{x}_{2n}\\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots\\ \tilde{x}_{m1} & \tilde{x}_{m2} & \cdots & \tilde{x}_{mn}\end{bmatrix},\qquad \tilde{W}=\begin{bmatrix}\tilde{w}_1 & \tilde{w}_2 & \cdots & \tilde{w}_n\end{bmatrix}$$

Каде што: $\tilde{x}_{ij},\forall_{ij}$ и $\tilde{w}_j, j=1,2,...,n$ се лингвистички променливи. Овие лингвистички променливи можат да се опишат со триаголни фази броеви, $\tilde{x}_{ij}=(a_{ij},b_{ij},c_{ij})$ и $\tilde{w}_j=(\mathrm{w}_{j1},\mathrm{w}_{j2},\mathrm{w}_{j3})$.

Чекор 3. Се пресметува нормализираната матрица на одлучување. За да се избегнат комплицираните формули за нормализација што се користат во класичниот TOPSIS метод, овде се применува линеарна скала на трансформација за да се конвертираат различните опсези на критериумите во споредлива скала. Затоа, нормализираната фази матрица на одлучување, означена со $\tilde{R}$.

$$\tilde{R} = \begin{array}{c} \begin{matrix} C_1 & C_2 & \cdots & C_n \end{matrix} \\ \begin{bmatrix} \tilde{x}_{11} & \tilde{x}_{12} & \cdots & \tilde{x}_{1n} \\ \tilde{x}_{21} & \tilde{x}_{22} & \cdots & \tilde{x}_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ \tilde{x}_{m1} & \tilde{x}_{m2} & \cdots & \tilde{x}_{mn} \end{bmatrix} \end{array} \begin{matrix} A_1 \\ A_2 \\ \vdots \\ A_m \end{matrix}$$

$\tilde{r}_{ij} = \left(\frac{a_{ij}}{\max c_j}, \frac{b_{ij}}{\max c_j}, \frac{c_{ij}}{\max c_j} \right)$, ако $j \in B$ (критериум за придобивка)

$\tilde{r}_{ij} = \left(\frac{\min a_j}{c_{ij}}, \frac{\min a_j}{b_{ij}}, \frac{\min a_j}{a_{ij}} \right)$, ако $j \in C$ (критериум за трошок)

каде што B и C се, соодветно, множеството од критериумот за придобивка и критериумот за трошок.

Методот за нормализација споменат погоре служи за зачувување на својството дека интервалите на нормализираните триаголни фази броеви припаѓаат на интервалот $[0;1]$.

Чекор 4: Се пресметува нормализирана пондерирана матрица на одлучување, $\tilde{V}$. Со оглед на различната важност на секој критериум, пондерираната нормализирана фази матрица на одлучување може да се конструира на следниов начин. Оваа матрица се добива со множење на тежината на секој критериум за евалуација $\tilde{w}_j$ со нормализираната матрица на одлучување $\tilde{r}_{ij}$.

$$\tilde{V} = \begin{bmatrix} \tilde{v}_{11} & \tilde{v}_{12} & \cdots & \tilde{v}_{1n} \\ \tilde{v}_{21} & \tilde{v}_{22} & \cdots & \tilde{v}_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ \tilde{v}_{m1} & \tilde{v}_{m2} & \cdots & \tilde{v}_{mn} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \tilde{w}_1\tilde{r}_{11} & \tilde{w}_2\tilde{r}_{12} & \cdots & \tilde{w}_n\tilde{r}_{1n} \\ \tilde{w}_1\tilde{r}_{21} & \tilde{w}_2\tilde{r}_{22} & \cdots & \tilde{w}_n\tilde{r}_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ \tilde{w}_1\tilde{r}_{m1} & \tilde{w}_2\tilde{r}_{m2} & \cdots & \tilde{w}_n\tilde{r}_{mn} \end{bmatrix}$$

Чекор 5: Според пондерираната нормализирана фази матрица на одлучување, познато е дека елементите $\tilde{w}_{ij}$ се позитивни триаголни фази броеви и нивните опсези му припаѓаат на затворениот интервал $[0;1]$. Потоа, фази позитивно идеално решение (FPIS**,** $\tilde{A}^+$ **)** и фази негативно идеално решение (FNIS, $\tilde{A}^-$) можат да се одредат на следниов начин:

$$\tilde{A}^+ = \left(\tilde{v}_1^+, \tilde{v}_2^+, ..., \tilde{v}_n^+ \right) \text{ и } \tilde{A}^- = \left(\tilde{v}_1^-, \tilde{v}_2^-, ..., \tilde{v}_n^- \right)$$

Каде $\tilde{v}_j^+ = (1,1,1)$ и $\tilde{v}_j^- = (0,0,0)$

Сепак, алтернативниот метод може да се користи со триаголни фази броеви еквивалентни на реални броеви, кои очигледно го претставуваат соодветниот максимум и минимум на секој критериум, односно:

$$A^{+} = \left[(1,1,1),(1,1,1),.....,(1,1,1)\right]$$

$$A^{-} = \left[(0,0,0),(0,0,0),.....,(0,0,0)\right]$$

кои се максималните и минималните вредности на секој од фази броевите што ја сочинуваат матрицата пресметана во претходниот чекор, за секој од критериумите.

Чекор 6: Оддалеченоста на секоја алтернатива од $\tilde{A}^{+}$ и од $\tilde{A}^{-}$ се пресметува според следните релации:

$$S_i^{+} = \sum_{j=1}^{n} S = D(\tilde{w}_{ij}, v_j^{+}),\ \text{i=1,2,...,m}$$

$$S_i^{-} = \sum_{j=1}^{n} S = D(\tilde{w}_{ij}, v_j^{-}),\ \text{i=1,2,...,m}$$

каде што D е оддалеченоста измерена помеѓу два фази броја, што за два триаголни нејасни броја $\tilde{a} = (a_1, a_2, a_3)$ и $\tilde{b} = (b_1, b_2, b_3)$ се пресметува со следната формула:

$$D(\tilde{a}, \tilde{b}) = \sqrt{(a_1 - b_1)^2 + (a_2 - b_2)^2 + (a_3 - b_3)^2}$$

Чекор 7: Коефициентот на блискост до идеалното решение се пресметува за секоја алтернатива. За секоја алтернатива A_i, коефициентот на блискост CC_i се пресметува на следниов начин:

$$CC_i = \frac{S_i^{-}}{S_i^{+} + S_i^{-}}, i = 1,2,...,m$$

Чекор 8: Рангирање на алтернативи. Алтернативата со највисок коефициент на блискост се избира како најдобра алтернатива.

4.4.3. Примена на моделот TOPSIS при избор на систем за површинско рударство на наоѓалиштето на лигнит Сибовц

Предложениот модел се применува за избор на најсоодветниот рударски систем меѓу континуираните, дисконтинуираните и комбинираните системи во рудникот за лигнит Сибовц, врз основа на неколку клучни критериуми. Затоа, во оваа докторска дисертација, се користи фази техниката за имплементација на постапката базирана на сличност со идеалното решение (Фази TOPSIS) со цел да се избере оптимален систем за експлоатација на лигнит и отстранување на откривката на ова наоѓалиште.

Во ова истражувачка студија се оценуваат три можни алтернативи за системи за вадење лигнит во наоѓалиштето Сибовц. Овие алтернативи се следниве:

Алтернатива А1: Систем за континуирано експлоатација (БТО)

Во овој систем, ископување на етажи се врши со употреба на континуирана рударска опрема (роторни багери), додека транспортот на ископаниот материјал од етажата до местото за одлагање се врши со опрема за континуирано

пренесување (транспортни ленти). Опрема за континуирано работење се користи за ископ/товарење и транспорт на лигнит извлечен од рударската површина до постројката за преработка.

Структурата на континуираниот технолошки систем се состои од следниве компоненти:

роторен багер → транспортна лента → одлагач.

Алтернатива А2: Дисконтинуиран систем за експлоатација (ЕК)

Овој систем се карактеризира со употреба на опрема за ископ/товарење и транспорт што работи во цикличен режим, вклучувајќи хидраулични багери со една корпа со голем капацитет и камиони за транспорт со голем капацитет. Така, ископувањето на етажи во откривката и во рамките на лигнитниот слој се врши со багери со циклично работење, додека транспортот на ископаната откривка до депонијата и лигнитот до постројката за преработка се врши со употреба на камиони за превоз. Депонирањето на откривката се врши со употреба на булдожери.

Алтернатива А3: Комбиниран систем за експлоатација (БТО + ЕК)

Структурата на комбинираниот систем се состои од следниве компоненти: роторен багер со повеќе корпи, роторен багер со една корпа, транспортер со лента, утоварувач, камион за транспорт и одлагач. Овој систем се карактеризира со повремен процес на ископ и товарење на откривка и лигнит со камион до постројката за дробење, намалување на големината на фрагментите до потребната големина со употреба на опрема за дробење, транспорт на откривка и лигнит со транспортери со гумена лента и одлагање на откривката со помош на одлагач.

4.4.3.1 Избор на критериуми

Решението на процесот на рационално донесување одлуки за избор на систем за експлоатација се врши со користење на фази TOPSIS моделот. Главните критериуми за проценка и одлучување за избор на алтернативи за експлоатација на лигнит се дефинирани во согласност со технолошките стандарди што се во согласност со еколошките норми и законодавството, а воедно обезбедуваат и економски, социјални и еколошки придобивки. Процесот на донесување одлуки за избор на систем за експлоатација на наоѓалиштето Сибовц треба да ги вклучува следните четири главни критериуми:

C1 – Економски критериум, што вклучува економски параметри како што се приходи од продажба, вкупни трошоци, нето-сегашна вредност и дисконтна стапка.

C2 – Технички критериум, што вклучува геометриски параметри како што се аголот на наклон, ширината и висината на етажата, флексибилноста на системот, карактеристиките на машините и брзината на извршување на рударските операции.

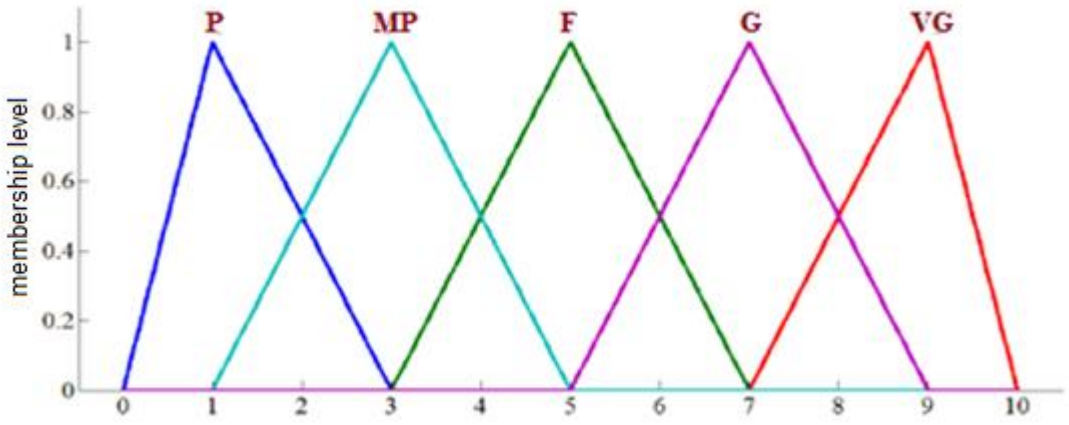
C3 – Оперативен критериум, што вклучува тонажа на извлечен лигнит, тонажа на отстранета откривка и коефициент на откривање.

C4 – Еколошки критериум, што се карактеризира со емисија на штетни гасови.

Во оваа студија, со цел да се избере оптималниот систем за експлоатација на лигнит за разгледуваниот рудник, намерно се избрани пет фази нивоа на проценка на алтернативите во однос на секој критериум со употреба на лингвистички термини. Определувањето на оценките за преференции на алтернативите е претставено во табела 4.6 и на слика 4.10. Чекор 1. Лингвистичките проценки (презентирани во табела 4.7) се претвораат во симетрични триаголни фази броеви со цел да се конструира фази матрицата за донесување одлуки. Последователно, се развиваат нормализираната фази матрица за одлучување и пондерираната нормализирана фази матрица за донесување одлуки.

Табела 4.6: Лингвистички термини за оценување на преференциите на алтернативите
Table 4.6: Linguistic terms for evaluating the preference of alternatives

Лингвистички термин	**Слаба (P)**	**Средно слаба (MP)**	**Просечна (F)**	**Добра (G)**	**Многу добра ($VG_)$**
Триаголен фази број	**(0,1,3)**	**(1,3,5)**	**(3,5,7)**	**(7,9,109)**	**(7,9,10)**



Слика 4.10: Функции на припадност на лингвистички вредности за евалуација на преференциите
Figure 4.10: Membership functions of linguistic values for preference evaluation

Табела 4.7: Лингвистички термини за оценување на тежините на критериумите
Table 4.7: Linguistic terms for evaluating the weights of the criteria

Лингвистички термин	**Ниска (L)**	**Средно ниска (ML)**	**Средна (M)**	**Висока (H)**	**Многу висока (VH)**
Триаголен фази број	**(0,0.1,0.3)**	**(0.1,0.3,0.5)**	**(0.3,0.5,0.7)**	**(0.5,0.7,0.9)**	**(0.9,1.0,1.0)**

4.4.3.2 Одредување на оптимален систем за експлоатација со користење на фази TOPSIS моделот

Оптималниот систем за експлоатација со користење на фази TOPSIS моделот се одредува преку чекорите дискутирани во параграф 4.4.2.2.

Чекор 1: Конструкција на матрицата на одлучување.

Прво се врши евалуација на критериумите и алтернативите со користење на фази броеви, по што се одредуваат тежините на критериумите и се конструира матрицата на одлучување.

Евалуацијата на тежината што му се припишува на секој критериум и евалуацијата на секоја алтернатива во однос на претходно дефинираните критериуми, изразени како јазични променливи, се прикажани во табела 4.8.

Табела 4.8: Тежини на важност на секој критериум изразени како лингвистички термини

Table 4.8: Importance weights of each criterion expressed as linguistic terms

Критериум / Алтернатива	**Економски C_1**	**Технички C_2**	**Оперативен C_3**	**Еколошки C_4**
A_1	**VG**	**G**	**G**	**F**
A_2	**G**	**VG**	**F**	**P**
A_3	**VG**	**G**	**VG**	**MP**
Тежина на критериумот	**VH**	**H**	**M**	**L**

Користејќи ја триаголната фази функција на припадност, јасните вредности на глобалните тежини и перформансите на секоја алтернатива се заменуваат со триаголни фази броеви. Така, во овој чекор, процесот на донесување одлуки е фазифициран. На овој начин, се добиваат матрицата на одлучување, како и матрицата на тежини на критериумите (табела 4.9).

Табела 4.9: Фази матрица на одлучување и фази тежина на секој критериум (Триаголни фази броеви на алтернативи и тежина на секој критериум)
Table 4.9: Fuzzy decision matrix and fuzzy weight of each criterion (Triangular fuzzy numbers of alternatives and weight of each criterion)

Критериуми / Алтернатива	**Економски C_1**	**Технички C_2**	**Оперативен C_3**	**Еколошки C_4**
A_1	**(7,9,10)**	**(5,7,9)**	**(5,7,9)**	**(3,5,7)**
A_2	**(5,7,9)**	**(7,9,10)**	**(3,5,7)**	**(0,1,3)**
A_3	**(7,9,10)**	**(5,7,9)**	**(7,9,10)**	**(1,3,5)**
Тежина на критериумот	**(0.9,1.0,1.0)**	**(0.5,0.7,0.9)**	**(0.3,0.5,0.7)**	**(0,0.1,0.3)**

Другите елементи на нормализираната матрица се пресметуваат со користење на истата релација, па така:

Табела 4.10: Фази матрица на одлучување по нормализацијата
Table 4.10: Fuzzy decision matrix after normalization

Критериум / Алтернатива	C_1	C_2	C_3	C_4
A_1	(0.7,0.9,1)	(0.5,0.7,0.9)	(0.5,0.7,0.9)	(0.43,0.71,1)
A_2	(0.5,0.7,0.9)	(0.7,0.9,1)	(0.3,0.5,0.7)	(0.0,0.14,0.43)
A_3	(0.7,0.9,1)	(0.5,0.7,0.9)	(0.7,0.9,1)	(0.14,0.43,0.71)

Чекор 2. Конструкција на пондерираната нормализирана матрица. Во овој чекор, пондерираната нормализирана матрица може да се конструира со множење на секоја нормализирана вредност со нејзината соодветна тежина според следната релација:

$$\tilde{v}_{ij} = \tilde{w}_{ij} \times \tilde{x}_{ij};\ \ i = 1,2,\ldots,m,\ \ j = 1,2,\ldots,n$$

e.g., $\tilde{v}_{12} = \tilde{w}_2 \times \tilde{x}_{12} = (0.5,0.7,0.9) \times (0.5,0.7,0.9) = (0.25,0.47,0.81)$

Другите елементи на матрицата се пресметуваат со користење на истата релација, па така:

Чекор 3: Идентификувани се позитивното идеално решение (FPIS, $\tilde{A}^+$) и негативното идеално решение (FNIS, $\tilde{A}^-$) и според табела 4.10, познато е дека

елементите $\left[v_{ij}, \forall_i\right]$ се нормализирани позитивни триаголни фази броеви и дека нивните опсези припаѓаат на затворениот интервал $[0,1]$. Поради оваа причина, фази позитивното идеално решение (FPIS, $\tilde{A}^+$) и фази негативното идеално решение (FNIS, $\tilde{A}^-$) можат да се дефинираат на следниов начин: $\left(\tilde{v}_j^+\right) = (1,1,1)$ и $\left(\tilde{v}_j^-\right) = (1,1,1)$, каде $(j) = 1,2,...,n$.

Според тоа, кога се изразуваат во однос на триаголни фази броеви, фази позитивните и негативните идеални решенија се добиваат на следниов начин:

$$\tilde{A}^+ = \left[(1,1,1),(1,1,1),...,(1,1,1)\right]$$

$$\tilde{A}^- = \left[(0,0,0),(0,0,0),...,(0,0,0)\right]$$

Чекор 4: Растојанието на секоја алтернатива од FPIS, $\tilde{A}^+$ и од FNIS, $\tilde{A}^-$ се пресметува според следните релации:

$$S_i^+ = \sum_{j=1}^{n} \sqrt{\frac{1}{3}\left[\left(a_{ij} - A_j^+\right)^2 + \left(b_{ij} - A_j^+\right)^2 + \left(1 - A_j^+\right)^2\right]}, \quad \left(a_{ij}, b_{ij}, c_{ij}\right) \in \tilde{v}_{ij}, \quad i = 1,2,...,m$$

$$S_i^- = \sum_{j=1}^{n} \sqrt{\frac{1}{3}\left[\left(a_{ij} - A_j^-\right)^2 + \left(b_{ij} - A_j^-\right)^2 + \left(1 - A_j^-\right)^2\right]}, \quad \left(a_{ij}, b_{ij}, c_{ij}\right) \in \tilde{v}_{ij}, \quad i = 1,2,...,m$$

И резултатите од фази TOPSIS анализата се сумирани во табела 4.11. Како демонстративен пример, пресметките на растојанието за алтернативата A_1:

$$S_1^+ = \sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.63-1.00)^2 + (0.90-1.00)^2 + (1.00-1.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.25-1.00)^2 + (0.49-1.00)^2 + (0.81-1.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.15-1.00)^2 + (0.35-1.00)^2 + (0.63-1.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.00-1.00)^2 + (0.07-1.00)^2 + (0.30-1.00)^2\right]} = 2.30$$

$$S_1^- = \sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.63-0.00)^2 + (0.90-0.00)^2 + (1.00-0.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.25-0.00)^2 + (0.49-0.00)^2 + (0.81-0.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.15-0.00)^2 + (0.35-0.00)^2 + (0.63-0.00)^2\right]} +$$
$$\sqrt{\frac{1}{3}\left[(0.00-0.00)^2 + (0.07-0.00)^2 + (0.30-0.00)^2\right]} = 2.04$$

Чекор 5. Коефициентот на блискост до идеалното решение се пресметува за секоја алтернатива. На пример, за алтернатива A_1, коефициентот на блискост CC_1 се пресметува на следниов начин:

$$CC_1 = \frac{S_i^-}{S_i^+ + S_i^-} = \frac{2.04}{2.3 + 2.04} = 0.47$$

Табела 4.11: Резултати од фази TOPSIS анализа
Table 4.11: Results of the fuzzy TOPSIS analysis

Алтернативи	s_i^+	s_8^-	CC_i	**Ранг**
A_1	2.30	2.04	0.47	2
A_2	2.49	1,99	0,44	3
A_3	2.26	2.05	0.48	1

Чекор 6. Рангирање на алтернативите.
Алтернативата со највисока вредност на коефициентот на блискост CC_i е избрана како најдобра алтернатива. Рангирањето на алтернативите според CC_i во опаѓачки редослед резултира со $A_3 > A_1 > A_2$. Најдобрата алтернатива е онаа со најголема релативна блискост до идеалното решение. Врз основа на рангирањето (табела 4.11) што произлегува од пресметката на коефициентот на блискост, третата алтернатива (A_3) е добиена како најдобра алтернатива. Како заклучок, комбинираниот систем за експлоатација (A_2) се појавува како најпосакуван систем меѓу трите можни алтернативи, со конечна вредност на перформансите од 0.48, додека системот за континуирана експлоатација БТО (A_1) е позициониран на второ место со конечна вредност на перформансите од 0.47.

4.4.3.3 Резултати и дискусија

Проблемот со изборот на рударски системи и опрема за површинско експлоатација е стратешко прашање и има значително влијание врз дизајнот на рудникот и планирањето на производството. Изборот на поголемиот дел од постојната опрема за површинско експлоатација се базира врз објективни влезни податоци, со малку или без субјективна проценка, или се фокусира на еден единствен параметар. Затоа, тоа води до лош избор на опрема поради повеќекритериумската природа на донесување одлуки во проблемот со избор на рударски системи и опрема.

Затоа, од суштинско значење е да се има соодветен модел кој ќе им помогне на менаџерите во идентификувањето на повеќекратни и сложени фактори поради недостаток на точни информации. За да ги надминат тековните предизвици и успешно да управуваат со експлоатациските проекти, електроенергетските корпорации мора да бидат запознаени со сложеноста на управувањето со проекти. Ова подразбира забрзување на спроведувањето на соодветни процедурални чекори за идентификување и избор на соодветен систем за експлоатација од неколку можни алтернативи за истиот случај.

За да се одговори на оваа празнина во постојните знаења, оваа студија предложи пристап за избор на системи за експлоатација на лигнит врз основа на фази методот, во кој се идентификуваат и разгледуваат релевантните фактори одговорни за избор на најсоодветен систем. Влијанието на ваквите фактори врз изборот на сложен систем се оценува преку човечка проценка, која се базира на интервална проценка и употреба на лингвистички термини. Сите такви одговори се анализираат преку фази TOPSIS моделот за да се обезбеди триаголна функција на припадност за избор на најдобар систем. Конечно, MCDM процесот беше успешно применет на проблемот со повеќекритериумско донесување одлуки за површинско ископување лигнит на наоѓалиштето Сибовц и предложи фази модел на селекција на најповолниот систем врз основа на четири главни критериуми. Со примена на знаењето на експертите од областа на рударското инженерство и критериумите изразени со триаголни фази броеви, конструираниот модел беше практично потврден во примерот на избор на најдобар систем за експлоатација на лигнит за техно-рударските услови на претходно споменатото наоѓалиште со користење на фази TOPSIS методот. Користењето на овој модел за проценка на прифатените критериуми ја намалува неизвесноста во донесувањето одлуки и управувањето со рударските проекти.

Резултатите добиени од евалуацијата на критериумите укажуваат дека во процесот на рударски операции најдобра алтернатива е комбинираниот технолошки систем: систем со три врски кој се состои од роторен багер + лента за транспорт + одлагач и систем со две врски кој се состои од хидрауличен багер + камион. Поради концизната и практична природа на фази методот TOPSIS, тој често се препорачува и е погоден за употреба како алатка за агрегирање на резултатите од фази пристапот кон проблемот. Всушност, конечната одлука за избор на систем за експлоатација според специфичните услови на проучуваното наоѓалиште дополнително зависи од врвниот менаџмент на корпорацијата. Резултатите од студијата отвораат методолошки пристап што им помага на менаџерите да изберат системи за експлоатација и соодветна опрема за експлоатација дури и под сложени техно-рударски услови. Во овој случај, за избор на сложени системи во површински рудници, фази TOPSIS моделот е една од неколкуте методологии за донесување одлуки која менаџерите можат да ја користат за да го изберат најсоодветниот систем за експлоатација на лигнит со најниска цена и оптимална продуктивност. Методологијата презентирана во оваа студија има за цел да објасни како може ефикасно да се избере систем за експлоатација дури и под сложени техно-рударски услови.

4.4.3.4 Заклучоци

За справување со сложени и непрецизни информации, фази пристапот често се користи во проблеми со повеќекритерумско донесување одлуки (MCDM). Фази TOPSIS моделот е една од најпознатите MCDM техники и може да се интегрира со фази систем на броеви и хиерархијата во комплексна и неизвесна средина за донесување одлуки. Ова е затоа што нумеричка вредност или дискретен број често е тешко да се процени кога податоците се непрецизни или се базираат на човечка проценка. Спротивно на тоа, употребата на лингвистички вредности претставени со триаголни фази броеви може да го дефинира степенот на блискост во таквите податоци или критериуми. Покрај тоа, критериумите во хиерархиска структура можат да бидат организирани во главни критериуми или поткритериуми за оценување на рангирањето на алтернативите. Во ова поглавје од дисертацијата е претставена општата рамка на фази TOPSIS моделот со хиерархиски систем, што е практично за оценување на критериуми и алтернативи. Пристапот е попрактичен и полесен за разбирање. Овој модел може успешно да се примени за избор на најдобра технологија за експлоатација на лигнит и за управување со рударски проекти (Shukor et al. 2018).

Всушност, врз основа на специфичните карактеристики на рударските операции и високите трошоци за опрема, многу е важно да се избере оптимална опрема за ископ, товарење и транспорт. Бидејќи постојат многу фактори кои мора да се земат предвид и кои можеби не секогаш се усогласени, одлучувањето за најсоодветната опрема може да биде тежок и сложен проблем. Затоа, оваа студија има за цел да презентира подобрен модел за повеќекритериумско донесување одлуки за избор на опрема за ископ, товарење и одлагање во површинското ископување на лигнит. Овде се користи техниката на фази множества TOPSIS за избор на рударски систем и соодветна опрема за ископ/товарење-транспорт-одлагање за големи површински рударски операции. Овој модел и искуството стекнато од студијата можат да бидат вредни за идното стратешко планирање на површинските рудници воопшто. Емпириските резултати покажуваат дека предложениот модел е изводлив пристап за решавање на предложениот проблем за избор на соодветен систем за површинско експлоатација. TOPSIS е применлив метод за предложениот проблем и е погоден за употреба на прецизни проценки на перформансите. Кога проценките на перформансите се нејасни и непрецизни, фази TOPSIS е претпочитаната техника. Исто така, постојат и други повеќекритериумски методи за донесување одлуки кои вреди да се истражат за проблемот на избор на рударски системи и опрема при експлоатација на лигнит. Ова претставува една од идните можности за истражување во ова класично, но важно истражувачко поле.

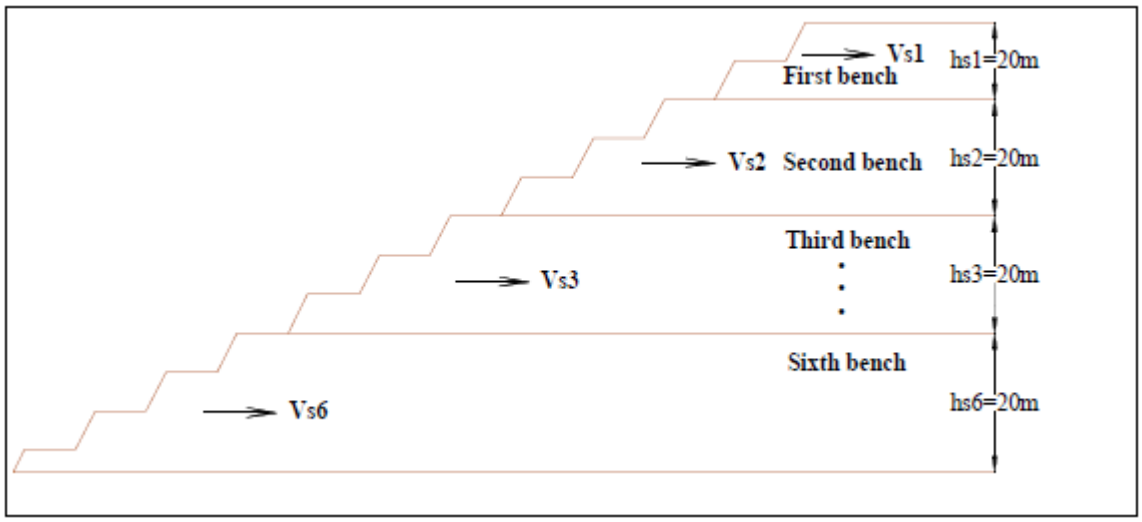
Изборот на систем за експлоатација на лигнит е од стратешко значење за Косовската електроенергетска корпорација. Оваа студија главно се обиде да одговори на две важни истражувачки прашања поврзани со изборот на систем за експлоатација и неговите основни елементи. Првото истражувачко прашање се разгледува со идентификување на главните фактори што го одредуваат системот на експлоатација преку преглед на широк спектар на релевантна литература и

експертски мислења. Идентификуваните фактори мора да бидат пондерирани од експерти во соодветната област на управување со проекти. Во повеќето ситуации, за експертите често е тешко да доделат тежини на дадено множество на фактори. Второто истражувачко прашање се решава со анализирање на собраните одлучувачки фактори. За таа цел, се користи фази TOPSIS методот за рангирање на сите можни алтернативи на системи за експлоатација во услови на нецелосни или непрецизни информации. Претставена е нумеричка анализа која го демонстрира механизмот на работа и ефикасноста на предложениот пристап.

5. ПРИМЕНА НА МОДЕЛОТ ЗА ИЗБОР НА ОПТИМАЛНИ ТЕХНИЧКИ ПАРАМЕТРИ НА ТЕХНОЛОШКИТЕ СИСТЕМИ ЗА ЕКСПЛОАТАЦИЈА НА ЛИГНИТ

5.1. Разработка и примена на моделот

Во процесот на површинска експлоатација на депозитот на лигнит Сибовц, се предвидува да се подели според висината на шест чекори (три во откривање и три во експлоатација, чија насока на напредување е обично хоризонтална. Како што е познато, висината и бројот на скалите се дефинирани како функција од дебелината на неплодните формации, слојот на лигнит и параметрите на врските на системот ВТО. Бидејќи просечната дебелина на покривката и лигнитот се приближно еднакви, $H_m = H_q = 60(m)$ го прифаќаме условот висината на скалите во откривка (h_m) и во експлоатација (h_{nx}) да се константни $(h_{mi}) = (h_{nxi}) = (h_i) = const = 20\ (m),\ i = 2,3,\ \ldots,6$. Технолошката шема на експлоатација со технолошкиот систем на БТО е дадена на слика 5.1.



$h_{sh1}, h_{sh2}, \ldots, h_{sh6}$ – Висина на скалите, $v_{sh1}, v_{sh2}, \ldots, v_{sh6}$ – насока и брзина на напредување на скалите

Слика 5.1: Поделба на резервоарот Сибовц на скали

Figure 5.1: Division of the Sibovc Field Deposit into Benches

Во случај на примена на континуирана технологија во површинската експлоатација на јаглен, се применува принципот на предност на рударските работи, што значи дека рударските работи на отворањето на рудникот претходат на оние при откривањето на јаглен, додека вторите им претходат на работите за експлоатација на јаглен. За време на експлоатацијата на рудникот со систем на скали, процесот на рударските операции се развива на таков начин што напредокот на работниот фронт на секоја од горенаведените активни скали му претходи на унапредувањето на скалата под него (слика 5.1), што значи дека следниве се валидни:

$$v_{sh1} > v_{sh2} > \ldots > v_{sh6} \qquad (5.1)$$

Каде: $v_{sh(1,2,\ldots,6)}$ – брзината на поместување (напредок) на I-степенот (m/h, m/ година)

Врз основа на принципот на приоритет, следува дека брзината на напредок на рударските работи во степен i може да се одреди со користење на равенката (5.2):

$$v_{a(shi)} = \frac{Q_{ef(shi)}}{h_{shi} \cdot L_{shi}} \qquad (5.2)$$

Каде се тие:

$Q_{ef(shi)}$ – капацитет за ископување или ефективен во прв степен (m^3/h цврст материјал),

h_{shi} – вкупната висина на I – E (m) скалата,

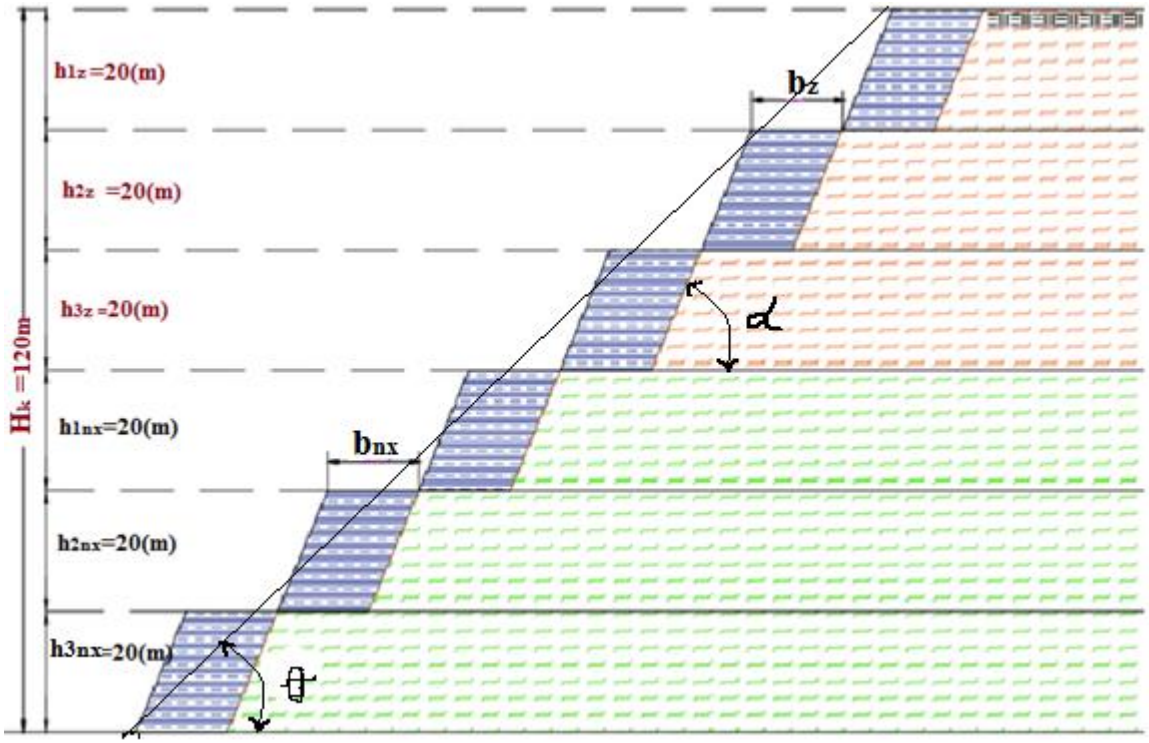
L_{shi} – должината на првиот степен (m).

Висината на скалата како еден од главните параметри на површинската експлоатација се смета за оптимална ако во одредени техничко-рударски услови применетата технологија успее да гарантира максимална безбедност на рударските работи, максимална продуктивност во површински коп, минимални помошни работи и минимални трошоци за експлоатација на јаглен. Вреди да се напомене дека висината на кариерните шалови е под влијание на геомеханичките услови на стабилноста на скалите, но исто така и од усогласувањето на техничко-конструктивните параметри на багери со условите на работната средина т. е. во меѓусебното усогласување на висината на скалите со висината на багерот и ширината на влезот (блок) со радиусот на ископување на багерот. Според резултатите добиени од геомеханичките истражувања спроведени во површинскиот рудник Сибовц, техничко-технолошките параметри се дефинирани како што е наведено во табела 5.1.

Табела 5.1: Техничко-технолошки параметри за површински коп на Сибовц

Table 5.1: Technical and technological parameters for the Sibovci field

Параметри parameter	**На корицата In the cover**	**Во јаглен In coal**
Просечна дебелина на слојот (m) Average layer thickness (m	$H_m = 60(m)$	$H_q = 60(m)$
Агол на наклон на работните падини Inclination angle of working slopes	$\alpha_m = 60°$	$\alpha_m = 70°$
Краен агол на наклон Final slope angle	$\theta_m = 35°$	$\theta_p = 35°$
Безбеден агол на стабилност на скалите Safe stability angle of bench slopes	$\beta_m = 40°$	$\beta_q = 35°$
Брзина на напредок на скалата Bench advance rate	$v_{sh,m} = 14(m/nd)$	$v_{sh,q} = 12(m/nd)$
Ширина на транспортерската линија Conveyor line width	$T_m = 7(m)$	$T_q = 5(m)$
Ширина на плоштадот за чистење Width of the cleaning area	$C_{1m} = 4(m)$	$C_{1q} = 3(m)$



Слика 5.2: Шема на резервоарот Сибовц (*Хисени, А)*
Figure 5.2: Bench Division Scheme of the Sibovc Field Deposit (Hyseni, A)

Ширината или хоризонталната проекција на конечниот наклон може да се добие од следниве два услови:

$$X_{sh.p} = h_1 \cdot ctg\alpha_m + b + h_2 \cdot ctg\alpha_m + b + h_3 \cdot ctg\alpha_m + b + h_4 \cdot ctg\alpha_q + b + h_5 \cdot ctg\alpha_q + b + h_6 \cdot ctg\alpha_q =$$
$$5b + (h_1 + h_2 + h_3) \cdot ctg\alpha_m + (h_4 + h_5 + h_6) \cdot ctg\alpha_q$$

и

$$X_{sh.p} = \sum h_i \cdot ctg\alpha_p = (h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 + h_6) \cdot ctg\alpha_p$$

каде: α_m, α_q – *Аголот на наклон на работниот наклон во откривка, соодветно во јаглен*, *во* $(^\circ)$,

α_p – *Аголот на наклон на конечниот наклон, во* $(^\circ)$.

Со замена $h_1 + h_2 + ... + h_6 = H_k = 120(m)$ на аглите $h_1 + h_2 + h_3 = 60(m)$ $h_4 + h_5 + h_6 = 60(m)$ $\alpha_m = 60^\circ$, $\alpha_q = 70^\circ$ и $\theta_p = 35^\circ$ во горенаведените две равенки, се зема следното:

$$X_{sh.p} = 5b + 60 \cdot ctg\,60^\circ + 60 \cdot ctg\,70^\circ$$

$$X_{sh.p} = 120 \cdot ctg\,35^\circ$$

Изедначувањето на последните две реми ја зема ширината на квадратите за скали:

$$b = \frac{120ctg\,35^\circ - 60 \cdot (ctg\,60^\circ + ctg\,70^\circ)}{5} = \frac{171.37 - 56.45}{5} = 22.10(m)$$

Хоризонтална проекција на наклонот на скалите на откривка:

$$X_m = h_m \cdot ctg\,\alpha_m = 20 \cdot ctg\,60^\circ = 11.54(m)$$

Хоризонтална проекција на падината на скалите во јаглен:

$$X_q = h_q \cdot ctg\,\alpha_q = 20 \cdot ctg\,70^\circ = 7.28(m)$$

Аголот на општиот наклон на страничното работно место (систем на работен наклон) на површинскиот рудник е дефиниран како функционална зависност од висината на системот на работните скали во покривката и во јагленот, аглите на наклонот на овој систем на скали, ширината на скалите во покривката и во јагленот и ширината на рампата, т. е.:

$$tg\theta = f\left(\left(\sum H = H_m + H_q\right), \alpha_m, \alpha_q, \mathrm{b}, \mathrm{B}_R\right) = \frac{N_{sh} \cdot xh_{sh}}{\left\{\left(N_{sh} - 1\right) \cdot b + \frac{N_{sh} \cdot b}{\tan(\alpha_{sh})} + (B_R)\right\}} =$$

$$\frac{6 \cdot 20}{\left[5 \cdot 22.10 + \frac{3 \cdot 22.10}{tg\,60^\circ} + \frac{3 \cdot 22.10}{tg\,70^\circ} + 30\right]} = \frac{120}{(110.5 + 38.28 + 24.13 + 30)} = 0.5914$$

$$\theta = tg^{-1}(0.5914) = 30.60^\circ$$

каде се:

$\theta -$ општиот агол на наклонот на површински коп на скалата;

$N_{sh} = 6 -$ бројот на отворени кариерни скали (во покривка + во јаглен);

$h_{sh} = 20m -$ висина на скалите (во покривка + во руда) во метри;

$b = 22.10m -$ минимална ширина на скалите во метри;

$B_R -$ ширината на рампата во метри (ако е прекината).

5.2. Примена на моделот за избор на оптимални технички параметри

Со општиот агол на наклонот $\theta = 30.60°$, оптималната должина на работниот фронт или скалите добиени како резултат на вертикалната поделба на ресурсите обично се дефинираат како функционална зависност од производствениот капацитет на избраниот багер, оперативниот и транспортниот систем, геомеханичките услови за површински коп и производствените трошоци. Повеќе од половина век искуство во експлоатацијата на лигнит од површината во Косовскиот басен покажа дека трошоците за производство претставуваат важен елемент кој вреди да се земе предвид при одредување на оптималната должина на скалите или должината на работните фронтови во површински коп за експлоатација на лигнит.

Ако прифатиме дека багерот со одредена ефективна продукција е избран $Q_{ef}\left(m^3/h\right)$ и висината на скалите $h(m)$, и за избраниот технолошки систем на ВТО, трошоците за производство исто така се прифаќаат $C_{трошоци}$ *(€/m³)*, тогаш оптималната должина $C_{трошоци}$ *(€/m³)* на скалите (на експлоатацискиот преден дел), за време на паралелното напредување на тронот, може да се пресмета според вкупните трошоци за производство на $1m^3$ покривка, која може да се напише во форма на функцијата како што следува:

$$C_{per} = \frac{C_t \cdot L_{sh}}{Q_{ef}} + \frac{h^2}{tg\theta} \cdot \frac{C_{произ}}{L_{sh} \cdot h} = \frac{C_t \cdot L_{sh}}{Q_{ef}} + \frac{h \cdot C_{произ}}{tg\theta \cdot L_{sh}} (euro) \ (*)$$

Минимумот од кој е постигнат кога:

C_{per} – *минимални*, *односно кога* $\frac{dC_{произ}}{dL_{sh}} = \frac{C_{tr}}{Q_{ef}} - \frac{h \cdot C_{произ}}{tg\alpha \cdot L_{sh}^2} = 0 \ (**)$

C_{tr} – *специфични трошоци за транспорт* $1m^3$ *на масата на откривка на* $1m$ *растојание во €/h/m*

L_{sh} – *должина на скалите до* (m),

Q_{ef} – *ефективниот капацитет на багерот во ископувањето на откривка во* m^3/h,

θ – *агол на наклонот на површински коп на страничните падини*.

Со извршување на соодветните алгебарски акции во последната равенка $(***)$, се добива формула за одредување на оптималната должина на скалата на искористување:

$$L_{sh} = \sqrt{\frac{h \cdot Q_{ef} \cdot C_{произ}}{C_{tr} \cdot tg\theta}} \ (m) \qquad (5.3)$$

Со цел да се покаже валидноста на равенката (5.3) за одредување на должината на скалата за случај на паралелни експлоататорски фронтови, се испитува случајот на одредување на оптималната должина за SRs-1300 26/5 роторски багер со теоретски капацитет $Q_{teo} = 4200\left(m^3/h\right)$ кој е предвиден да се користи во

експлоатацијата на првата фаза во површинскиот коп што треба да се изгради на полето Сибовц. Ефективната изработка (Q_{ef}) *на* овој роторски багер е определена според равенката (3.11k):

$$Q_{ef} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m \cdot K_k \cdot K_0}{K_{sh}} = 4200 \cdot \frac{0.9 \cdot 0.83 \cdot 0.7}{1.55} = 1574\left(m^3/h\right)$$

каде:

Q_{ef} – ефективното часовно производство на багерот,

$K_m = 0.9$ – коефициент на полнење на кофата на багерот,

$K_{sh} = 1.55$ – коефициент на растресливост на ископаната карпа,

$K_k = 50/60 = 0.83$ – коефициент на искористување на работното време во рок од еден час,

$K_0 = 0.7$ – оперативен коефициент или оперативни услови.

Следниве елементи се исто така познати: $h = 20(m)$, $C_{tr} = 0.30(€/hm)$, $tg\theta = 0.5914$, $C_{произ} = 3(€/m^3)$, за отстранување и складирање на откривка со транспортер. Заменувајќи ги овие вредности во равенката (5.3) добиваме:

$$L_{shr} = 1\sqrt{\frac{20 \cdot 1574 \cdot 3.00}{0.3 \cdot 0.5914}} = 729.56 \cong 730\ (m)$$

додека во случај на радикално унапредување на скалите, оптималната должина на експлоатацискиот фронт се покажува дека е:

$$L_{shr} = 1.42 \cdot \sqrt{\frac{h \cdot Q_{ef} \cdot C_{произ}}{C_{tr} \cdot tg\theta}} = 1.42 \cdot 730 = 1036\ (m)$$

Според равенката (5.2) стапката на напредок на I степен на површински коп (слика 5.2) е:

$$v_{a(sh1)} = \frac{Q_{ef(sh1)}}{h_{sh1} \cdot L_{sh1}} = \frac{1574}{20 \cdot 730} = 0.11(m/h)$$

Методологијата за одредување на индивидуалните висини на кариерната скала е следнава:

- Параметрите се дефинирани: h_{shi1}, $Q_{ef(sh1)}$, L_{sh1} и v_{sh1} за прв степен,
- Третиот принцип за формирање површински коп вклучува:

$$v_{shn} \le v_{shn-1} \le \ldots \le v_{shi} \le \ldots \le v_{sh1}$$

- Промената на должината на скалите се пресметува во зависност од длабочината на површински коп (забележуваме дека должината на скалите во површински коп се намалува во зависност од конечните падини на страниците за површински коп, т. е. во зависност од зголемувањето на длабочината на површински коп, која исто така ја условува висината на скалите со цел оптимално да се користат во системите за искористување во секоја од нив кога станува збор за нивниот капацитет).

Должината на скалите се намалува со зголемување на длабочината на површински коп во зависност од крајните падини $\theta = \theta' = 30.60°$, должината на горните $L_{shi} = 730m$ скали и висината на скалите h_{shi}, т.е.:

$$L_{sh2}=L_{sh1} - h_{sh2} \cdot \left(\cot\theta + \cot\theta'\right) = 730 - 20 \cdot (ctg30.6° + \text{ctg}30.6°) = 662 \text{ m}$$

$$L_{sh2}=L_{sh1} - h_{sh2} \cdot \left(\cot\theta + \cot\theta'\right) = 662 - 20 \cdot (ctg30.6° + \text{ctg}30.6°) = 6594 \text{ m}$$

5.3. Презентација на резултатите од моделирањето

Експлоатацијата на јаглен и неплодни материјали во површинскиот коп Сибовц се очекува да се реализира со помош на багери со континуирано дејство, кои се прикажани во табелите 5.2 и 5.3. Транспортот на ископаните материјали се планира да се изврши преку гумирани лентови транспортери со стандардна ширина од 1800 мм и со карактеристиките претставени во табелите 5.4 и 5.5, до површината на површинскиот коп, како и до опрема за понатамошна обработка на јаглен.

До 2035 година, покривката на јаглен ќе биде експлоатирана од три БТО системи, додека по оваа година, еден покривен систем ќе биде изваден од употреба поради намалената висина на покривката. За прекумерни локални височини, се планира да се примени флота од товарно-транспортна опрема со наизменично дејство, т. е. ВК системи (багери со една кофа и паркинг за камиони за саморастовар).

Три ВТО системи, исто така, се планирани да бидат инсталирани во рударството за јаглен, каде што скалите ќе бидат поврзани со три фронтални транспортни системи, кои во моментов се растоварени во три транспортери, подоцна во два. На површината, јагленот може да се дистрибуира до централите Косово А и Косово Б преку две транспортни ленти на долги растојанија, секоја со различна ширина. Планирано е да се заменат сите транспортери со ширина од 1400 мм и 1600 мм со стандардна ширина од 1800 мм. Оваа стратешка одлука обезбедува силна поддршка за зголемување на продуктивноста и ефикасноста на работата на новиот рудник, како и намалување на трошоците за одржување на рударската опрема.

Релативно високиот капацитет на SRs1300, SchRs650 или слични нови багери на јаглен не се совпаѓа со капацитетите на постоечките мали транспортери со ширина од 1600 мм и 1400 мм. Треба да се напомене дека, во случај на потенцијално зголемување на побарувачката за линијата до 15 милиони тони годишно, постоечките транспортни системи нема да бидат во можност да ја задоволат побарувачката.

5.3.1. Презентација на варијантни решенија

Со цел да се одржи постојан режимот на експлоатација во површински коп на Сибовц, неопходно е да се обезбеди највисокиот можен капацитет на багери ангажирани во изведување на покривањето. Сепак, таквите високи капацитети можат да бидат обезбедени само со променлив капацитет за производство на

јаглен. Со цел да се одржи капацитетот постојано до последната фаза на експлоатација на новиот рудник, потребно е да се пресмета капацитетот на багери и транспортери со лента за максимално годишно производство, како и да се провери капацитетот на стекнатата основна механизација според фазите на развој на рударските работи. Пресметката на капацитетот и/или проценката на капацитетот на багерите се базира на проценката на принципот продуктивност на опремата во условите на полето Сибовц.

Брзината на напредок на експлоатациските фронтови во скалите за откривање и нивната изработка мора да се усогласат со напредокот на скалите за експлоатација и со производството на јаглен. Во прилог на техничко-конструктивните параметри, параметрите со претходно стекнати вредности, исто така, треба да се земат предвид како што следува:

$K_m = 0.8 -$ за коефициентот на полнење на кофата на багерот,

$K_0 = 0.7 -$ за оперативниот коефициент за просечните услови на употреба,

$K_k -$ е факторот кој се користи за дефинирање на ефикасното работно време на роторскиот багер во одреден временски период: во часови, во смени, во денови, во месеци и во години.

Овој просечен временски коефициент во практиката на експлоатација во отворени и веќе експлоатирани рудници во Косовскиот јагленов басен е во вредност од 30 до 40 %.

Табела 5.2: Просечно планирано работно време на основната рударска опрема
Table 5.2: Average planned operating time of basic mine equipment

Времетраење на работата во временскиот период **Duration of work during the time period**	**Календарско време** $T_k(h)$ **Calendar time** $T_k(h)$	**Стандарден коефициент на искористување на времето во чиста работа,** K_{ko} **Standard coefficient of effective working time utilization"** K_{ko}	**Работно време** $T_o(h)$ **Operating time** $T_o(h)$
Времетраење на работата на ден Working hours per day	24	0.8	24x0.8=19.2
Времетраење на работата во смени Shift work duration	8	0.85	6.8
Неделно per week	24x7=168	0.655	168x0.655=104
Месечно per month	24x30=720	0.527	379
Годишно Per year	24x365=8760	0.487	4266

5.3.2. Избор на оптимални технички параметри на технолошките системи за експлоатација на лигнит

Првично, ќе се изврши верификација на капацитетот на роторските багери предвидени да се користат за отстранување на неплодните формации кои го сочинуваат јагнитниот слој на депозитот Сибовц, соодветно роторските багери на моделот SRs 1300.26/5, SchRs 650.24/5 и SRs 470 .20/3 ќе бидат анализирани (табела 5.3). Овие модели на багери се покажале како исклучително ефикасни во ископувањето на покриеноста на површинските рудници за лигнит во Косовскиот басен. Со цел да се реализира максималниот капацитет на багерите, условите за употреба мора да бидат оптимизирани, т. е. неопходно е особено да се усогласат геометриските параметри на површински коп со кинематографско-конструктивните параметри на багерот.

Кинематички-конструктивните параметри генерално имаат константни вредности, така што тие немаат влијание врз капацитетот на соодветните багери, па затоа при промена на вредностите на капацитетот тие се поврзани со други параметри како што се: коефициент на полнење на кофата, коефициент на искористување на времето во ефективна работа, коефициент на искористување на капацитетот, коефициент на одмрзнување на ископаниот материјал и оперативен коефициент или услови на искористување.

Табела 5.3: Основни технички параметри на багери предвидени за откривање
Table 5.3: Basic technical parameters of excavators intended for exploration

Модел на багер **Excavator model**	**SRs** **1300.26/5**	**SchRs** **650.24/5**	**SRS** **470.20/3**
Теоретски капацитет, Q_{teo} *(m³/h)* Theoretical capacity Q_{teo} *(m³/h)*	4200	4212	1690
Гарантиран капацитет,Q_{gar} *(m³/h)* Guaranteed capacity, Q_{gar} *(m³/h)*	2000	2000	950
Дијаметар на работното тркало, D_{rr} *(m)* Working wheel diametër, D_{rr} *(m)*	9	10.2	6.7
Геометриски волумен на кофата, *E (m³)* Bucket geometric volume, *E (m³)*	0.52	0.65	0.47
Број на кофи, N_k *(парчиња)* Number of buckets, N_k *(units)*	23	21	20
Број на празни кофи,N_z (min^{-1}) Bucket discharge rate, N_z (min^{-1})	134.7-150	108	60
Должина на држачот на роторот, L_m(*m*) Rotor holder length, L_m (*m*)	36.9		25
Висина на ископувањето, $H_{\ell g}$*(m)* Height of digging, $H_{\ell g}$ *(m)*	26	24	20

Длабочина на копање, H_{thg} *(m)* Depth of digging, H_{thg} *(m)*	5	5	3
Инсталирана погонска моќ, *N (kW)* Installed drive power, *N (kW)*	900	900	500
Специфична сила на ископување, F_{pr} *(N/cm)* Specific digging force, F_{pr} *(N/cm)*	1035	1100	600
Коефициент на искористување на времето, K_{ko} Temporal utilization coefficient, K_{ko}	0.35	0.35	0.30
Коефициент на искористување на капацитетот, $K_{има}$ Capacity utilization coefficient, K_{ka}	0.43	0.45	0.43

Ефективноста на роторните багери има значително влијание врз параметрите на работната средина, кои ги имаат следните вредности:

$K_{shm} = 1.55 -$ за коефициентот на растресливост на покривните формации,

$K_{shq} = 1.7 -$ за коефициентот на растресливост на јаглен-лигнит,

$K_{gër(m)} = 932(N/cm) -$ отпорност на ископување на глинената покривка,

$K_{gër(q)} = 1192(N/cm) -$ отпорност на копање за јаглен - лигнит,

$\gamma_m = 17.5(kN/m^3) -$ волуменската тежина на покривните формации и

$\gamma_q = 12.2(kN/m^3) -$ волуменската тежина на лигнитот.

(А) МОДЕЛ: SRs – 1300.26/5

1. Теоретски капацитет: Примената на равенката (3.11а) и вредностите од табела 5.3 добиваат:

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{gj} = 60 \cdot 134.7 \cdot 0.52 = 4180.8 \cong 4200 \ (m^3h, \textit{растресит материјал})$$

$$= \frac{4200}{1.55} = 2710 \ (m^3 / \text{h}, \textit{тврд материјал})$$

$Q_{teo} = 4200(m^3/h) -$ теоретски или потенцијален капацитет, материјал во растреслива состојба,

$Nz = 134(\min^{-1}) -$ број на кофи на работното тркало кои се празни во рок од една минута,

$E_{gj} = 0.52(m^3) -$ геометрискиот волумен на кофата,

$K_{shm} = 1.55 -$ за коефициентот на растресливост на топење на покривните формации.

2. Техничкиот капацитет на багерот: (Q_{tek})

$$Q_{tek} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot K_0 = 4200 \cdot \frac{0.8}{1.55} \cdot 0.7 = 1517 \ \left(m^3 h^{-1} \textit{ тврд материјал}\right)$$

Каде е:

$K_m = 0.8$ – коефициент на полнење на кофата,

$K_0 = 0.7$ – коефициент на оперативни или работни услови.

3. Ефективниот годишен капацитет на покривката $\left(Q_{ef}\right)$ е дефиниран со следната равенка:

$$Q_{ef} = Q_{tek} \cdot K_{ko(vit)} \cdot K_{ka} = 1517 \cdot 0.35 \cdot 8760 = 4651122 \ \left(m^3/h\right)$$

$K_{ko(vit)} = 0.35$ – коефициент на искористување на времето (*оптимизација)* (табела 5.3),

$K_{ka} = 8760 \ \left(h\right)$ – календарско времетраење на работата во една година (табела 5.2).

(B) МОДЕЛ: SchRs – 650 .24/5:

1. Теоретски капацитет

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{gj} = 60 \cdot 108 \cdot 0.63 = 4212 \ \left(m^3/h, \textit{ растресит материјал}\right)$$

$$= \frac{4212}{1.55} = 2717 \ \left(m^3/h, \textit{ тврд материјал}\right)$$

2. Техничкиот капацитет на багерот: $\left(Q_{tek}\right)$

$$Q_{tek} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot K_0 = 4212 \cdot \frac{0.8}{1.55} \cdot 0.7 = 1522 \ \left(m^3 h^{-1} \textit{ тврд материјал}\right)$$

Каде е:

$K_m = 0.8$ – коефициент на полнење на кофата,

$K_0 = 0.7$ – коефициент на оперативни или работни услови.

3. Ефективен годишен капацитет на покриеност $\left(Q_{ef}\right)$:

$$Q_{ef} = Q_{tek} \cdot K_{ko(vit)} \cdot K_{ka} = 1522 \cdot 0.35 \cdot 8760 = 466452 \ \left(m^3/h\right)$$

$K_{ko(vit)} = 0.35$ – коефициент на искористување на времето (*оптимизација)* (табела 5.3),

$K_{ka} = 8760 \ \left(h\right)$ – календарско времетраење на работата во една година (табела 5.2).

(C) МОДЕЛ: Rs – 470.20/3:

1. Теоретски капацитет

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{gj} = 60 \cdot 60 \cdot 0.47 = 1692 \cong 1690 \ \left(m^3/h,\ \textit{растресит материјал}\right)$$

$$= \frac{1690}{1.55} = 1090 \ \left(m^3/h,\ \textit{тврд материјал}\right)$$

$Nz = 60\left(\min^{-1}\right)$ – број на празни кофи на работното тркало во минута (табела 5.3),

$E_{gj} = 0.47\left(m^3\right)$ – геометриски волумен на кофата и нејзиниот прстенест простор (табела 5.3).

2. Техничкиот капацитет на багерот: $\left(Q_{tek}\right)$

$$Q_{tek} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot K_0 = 1690 \cdot \frac{0.8}{1.55} \cdot 0.7 = 946 \ \left(m^3h^{-1}\ \textit{тврд материјал}\right)$$

3. Ефективен годишен капацитет во покриеност, $\left(Q_{ef}\right)$:

$$Q_{ef} = Q_{tek} \cdot K_{ko(vit)} \cdot K_{ka} = 946 \cdot 0.30 \cdot 8760 = 2486088 \ \left(m^3/h\right)$$

$K_{ko(vit)} = 0.30$ – коефициент на искористување на времето (оптимизација) (табела 5.3)

Вкупниот годишен капацитет на покривката ќе биде:

4651122 + 4666452 + 2486088 = 11803662 (m^3/h, тврд материјал).

Теоретски потенцијален капацитет за покривање:

- за SRs-1300.26/5 роторски багер:

$Q_{teo(mig)} = 2710 \cdot 1.55 = 4200.5\left(m^3 / h.\ \text{силен метар}\right)$ т.е.

$\left(4200.5 \cong 4200\right)$ (m^3 / h, силен метар) – задоволувачки.

Значи, теоретскиот капацитет е можен во однос на теоретско-конструктивно-задоволителниот капацитет.

- за роторски багер: SchRs-650

$Q_{teo(mig)} = 2717 \cdot 1.55 = 4211\left(m^3 / h.\ \text{силен метар}\right)$ т.е.

$\left(4211 \cong 4212\right)$ (m^3 / h, силен метар) – задоволувачки.

Значи, теоретскиот капацитет е можен во однос на теоретско-конструктивно-задоволителниот капацитет.

- за SRs-470.20/3 роторски багер:

$Q_{teo(mig)} = 2090 \cdot 1.55 = 3239.5\left(m^3 / h.\ \text{силен метар}\right)$ т.е.

$\left(3239.5 \cong 3240\right)$ (m^3 / h, силен метар) – задоволувачки.

Значи, теоретскиот капацитет е можен во однос на теоретско-конструктивно-задоволителниот капацитет.

5.3.3. Верификација на капацитетот на багери кои се користат за експлоатација на лигнит

Сега ќе бидат анализирани и капацитетите на роторните багери на моделот: SRs 1300. 24/5 (и двоседиштето) и SRs 400.14/1 кои се предвидени да се вклучат во експлоатација на лигнит во рамките на континуираниот технолошки систем ВТО на депозитот Сибовц.

Табела 5.4: Основни технички параметри на багери предвидени за експлоатација
Table 5.4: Basic Technical Parameters of Excavators Planned for Excavation

Модел на багер / Excavator model	**SRs- 1300.24/5**	**SchRs- 400.14/1**
Теоретски капацитет, Q_{meo} *(m³/h)* Theoretical capacity, Q_{teo} *(m³/h)*	4000	2200
Гарантиран капацитет, Q_{gar}*(m³/h)* Guaranteed capacity, Q_{gar} *(m³/h)*	2000	1200
Дијаметар на работното тркало, D_{rr} *(m)* Working wheel diameter, D_{rr} *(m)*	9	7.5
Геометриски волумен на кофата, *E (m³)* Bucket geometric volume*, E (m³)*	0.52	0.52
Број на кофи, N_k *(парчиња)* Number of buckets, N_k *(pcs)*	23	12
Број на празни кофи, N_z *(min⁻¹)* Bucket discharge rate, N_z *(min⁻¹)*	134.7-150	70-84
Должина на држачот на роторот, L_m *(m)* Rotor holder length, L_m *(m)*	36.9	14.5
Висина на ископувањето, $H_{\ell g}$ *(m)* Digging height, $H_{\ell g}$ *(m)*	26	24
Длабочина на копање, H_{thg} *(m)* Depth of digging, H_{thg} *(m)*	5	5
Инсталирана моќ, *N (kW)* Installed drive power, *N (kW)*	900	500
Специфична сила на ископување, F_{pr} *(N/cm)* Specific digging force, F_{pr} *(N/cm)*	1035	910
Коефициент на искористување на времето, K_{ko} Time utilization coefficient, K_{ko}	0.35	0.30

Коефициент на искористување на капацитетот, $K_{има}$ Capacity utilization coefficient, K_{ka}	0.4	0.4

(D) МОДЕЛ: SRs - 1300.24/5

1. Теоретски капацитет: Примена на равенката (3.11а) и вредностите од табела 5.4 се добиваат:

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{gj} = 60 \cdot 128.6 \cdot 0.52 = 4012.3 \cong 4000\left(m^3 / h, \text{ растр.mat.}\right)$$

$$= \frac{4000}{1.7} = 2353 \ (m^3 / h, \text{ тврд мат.})$$

$Q_{teo} = 4000\left(m^3 / h\right)$ – теоретски или можен капацитет, материјал во растреслива состојба,

$N_z = 128.6\left(\min^{-1}\right)$ – број на празнења на кофи на оперативно тркало во минута

$E_{gj} = 0.52\left(\text{m}^3\right)$ – геометриски волумен на кофа,

$K_{shq} = 1.7$ – коефициент на меливост

2. Технички капацитет на багерот, $\left(Q_{tek}\right)$:

$$Q_{tek} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot K_0 = 4000 \cdot \frac{0.8}{1.7} \cdot 0.7 = 1317\left(m^3 h^{-1}, \text{ тврд материјал}\right)$$

$$= 1317 \cdot 0.84 = 1106 \ (t / h)$$

Каде е:

$K_m = 0.8$ – коефициент на полнење на кофата,

$K_0 = 0.7$ – коефициент на работни услови.

3. Ефективниот годишен капацитет на покривката, $\left(Q_{ef}\right)$ е дефиниран со следнава равенка:

$$Q_{ef} = Q_{tek} \cdot K_{со(година)} \cdot K_{ka} \cdot \rho_q = 1317 \cdot 0.35 \cdot 8760 \cdot 0.84 = 3391854,40\left(\text{t/година}\right)$$

$K_{со(година)} = 0.35$ – коефициент на искористување на времето (оптимизација) (табела 5.4),

$K_{ka} = 8760(h)$ – календарско времетраење на работа во една година (табела 5.2),

$\rho_q = 0.84\left(t/h\right)$ – волуменската маса на лигнит во раздробена состојба.

(E) МОДЕЛ: SRs - 400.14/1

1. Теоретски капацитет: Примена на равенката (3.11а) и вредностите од табела 5.4 се добиваат:

$$Q_{teo} = 60 \cdot Nz \cdot E_{gj} = 60 \cdot 70 \cdot 0.52 = 2184 \cong 2200\left(m^3 / h,\ \text{растр.mat.}\right)$$

$$= \frac{2200}{1.7} = 1294\ (m^3 / h,\ \text{тврд мат.})$$

$Q_{teo} = 2200\left(m^3 / h\right)$ – теоретски или можен капацитет, во растреслива состојба,

$N_z = 70\left(\min^{-1}\right)$ – број на празнења на кофи на оперативно тркало во минута

$E_q = 0.52\left(\text{m}^3\right)$ – геометрискиот волумен на кофата заедно со прстенестиот простор.

2. Технички капацитет на багерот, $\left(Q_{tek}\right)$:

$$Q_{tek} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot K_0 = 2200 \cdot \frac{0.8}{1.7} \cdot 0.7 = 725\left(m^3 h^{-1},\ \text{растр. mat.}\right)$$

$$= 725 \cdot 0.84 = 609\ (t / h)$$

Каде е:

$K_m = 0.8$ – коефициент на полнење на кофата,

$K_0 = 0.7$ – коефициент на работни услови.

3. Ефективниот годишен капацитет на покриеност $\left(Q_{ef}\right)$, се дефинира со следнава равенка:

$$Q_{ef} = Q_{tek} \cdot K_{со(година)} \cdot K_{ka} \cdot \rho_q = 608 \cdot 0.30 \cdot 8760 \cdot 0.84 = 1342172\left(\text{t/година}\right)$$

$K_{со(година)} = 0.35$ – коефициент на искористување на времето (оптимизација) (табела 5.3),

$K_{ka} = 8760$ (h) – календарско времетраење на работа во една година (табела 5.2),

$\rho_q = 0.84\left(t/h\right)$ – волуменска маса на лигнит во растреслива состојба.

Бидејќи два багери од моделот се планирани да работат во експлоатација на јаглен SRs -1300.24/5 вкупниот часовен излез ќе биде:

$$Q_{h(лигнит)} = 2 \times SRs - 1300 + 1 \times SRs - 400 = 2 \times 1106 + 609 = 2821\ \left(t / h\right),$$

и вкупното годишно производство на лигнит ќе биде:

$$Q_{година(лигнит)} = 2 \times SRs - 1300 + 1 \times SRs - 400 = 2 \times 3391854,40 + 1342172$$

$$= 8125880.8\ \left(\text{t/година}\right).$$

Од оваа пресметка може да се заклучи дека багерите вклучени во експлоатација во условите на рудникот Сибовц имаат способност да реализираат просечно годишно производство на јаглен од 8125880,8 (*т/годишно*).

Теоретски потенцијален капацитет за експлоатација на јаглен:

- за SRs-1300.24/5 роторски багер:

$Q_{teo(mig)} = 2353 \cdot 1.7 = 4000.1\left(m^3 / h, \text{ силна мерка}\right) \cdot 1.14 = 4560\left(t/h\right)$ т.е.

$\left(4000.1 \cong 4000\right)$ $(m^3 / h,$ силна мерка$)$ – задоволувачки

Значи, можниот теоретски капацитет во однос на конструктивниот капацитет е задоволителен.

- за роторски багер: SRs-400.14/1

$Q_{teo(mig)} = 1294 \cdot 1.7 = 2199.8\left(m^3 / h, \text{ силна мерка}\right) \cdot 1.14 = 2507.8\left(t/h\right)$ т.е.

$\left(2199.8 \cong 2200\right)$ $(m^3 / h,$ силна мерка$)$ – задоволувачки

Значи, можниот теоретски капацитет во однос на конструктивниот капацитет е задоволителен.

5.4. Верификација и чувствителност

Основниот принцип при изборот на потсистеми на сериски поврзани системи со континуирана акција е дека производствеността на поединечните потсистеми е усогласена така што производствеността на следниот потсистем, во овој случај на впиениот лентов транспортер, е поголема или барем еднаква на изработката на првиот потсистем. во специфичен случај на роторните багери, соодветно помал или еднаков на изработката на третиот потсистем, т. е. одлагачи. Од тука, можеме да заклучиме дека максималниот (теоретски) капацитет на првиот потсистем - багерот испадна одлучувачки во изборот на транспортниот капацитет на лентовиот транспортер со барање на исполнување на условот:

$$Q_{esk} \leq Q_{tran}$$

(А). Контрола на ширината на гумената шипка

Дизајнот на транспортната лента започнува со евалуација на карактеристиките на материјалот кој ќе биде транспортиран. Пресметката на капацитетот на транспортерот се прави земајќи го предвид намалувањето на товарот поради нерамномерноста на товарот и наклонот на транспортерот.
Транспортниот капацитет се дава во тони, што го прави неопходно познавањето на волуменската густина на лигнитот кој ќе се транспортира.

Затоа, формулата за пресметување на реалниот часовен капацитет на транспортната лента, т. е. на вториот потсистем на континуираниот систем, ВТО, се определува според равенката (3.19):

$$Q_h = k_z \cdot k_\lambda \cdot 3600 \cdot A \cdot v_t \cdot \rho_h \ \left(t/h\right)$$

Од ова следува дека пресечната површина на лигнитот применета на транспортната лента (А), во зависност од часовниот производствен капацитет на лигнитот се користи како основен критериум за пресметување на ширината на лентата според формулата:

$$A = \frac{1}{k_z \cdot k_\lambda} \cdot \frac{Q_h}{3600 \cdot \rho_h \cdot v} = \frac{1}{0.9 \cdot 0.95} \cdot \frac{2821}{3600 \cdot 0.84 \cdot 3.5} = 0.3117 \ \left(m^2\right)$$

каде што се: $k_z = 0.9 -$ коефициентот со кој се зема предвид намалувањето на теоретскиот капацитет поради нерамномерното оптоварување на лигнит на лентата,

$k_\lambda = 0.95 -$ теоретски коефициент на намалување на капацитетот, причина за наклонот на транспортерот,

$\rho_h = 0.84\left(t/m^3\right) -$ густина на лигнит во лабава состојба,

$k_\lambda v = 3.5\left(m/s\right) -$ брзина на движење на транспортната лента.

Ние избираме жлеб во облик на бар со страничен наклон на ролер од 15^0 за која површината на лигнитниот пресек фрлен над лента е функција на вистинската ширина на лентата дадена со равенка (4.2):

$$A_{\max} = 0.1369B^2 - 0.0152B + 0.000423, \ m^2$$

Со поставување $A = 0.3117 \ \left(m^2\right)$ на последната равенка, се добива квадратна равенка:

$$0.3117 = 0.1369B^2 - 0.0152B + 0.000423 = 0$$

Како резултат на тоа: $0.1369B^2 - 0.0152B - 0.311277 = 0$

Од квадратното решение на оваа равенка според изразот $B_{1,2} = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}$, се добива следното:

$$B_{1,2} = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} = \frac{0.0152 + \sqrt{\left(0.0152\right)^2 - 4 \cdot 0.1369 \cdot \left(-0.311277\right)}}{2 \cdot 0.1369} = 1.563$$

Врз основа на добиената вредност $B = 1.563 \ (m)$ ја прифаќаме стандардната ширина на прачката $B = 1.6 \ (m) = 1600 \ \left(mm\right)$ за која пресечната површина на материјалот фрлен во подвижната лента е:

$$A = 0.13699 \cdot \left(1.6\right)^2 - 0.0152 \cdot 1.6 + 0.000423 = 0.443556 - 0.02736 + 0.000423$$

$$A = 0.335687 \ \left(m^2\right)$$

(Б). Активна ширина на шипката

Активната ширина на лентата b_a се пресметува во зависност од обликот на пресекот на материјалот фрлен на лентата според формулата:

$$b_a = \sqrt{\frac{A \cdot 3600}{f}} = \sqrt{\frac{0.335687 \cdot 3600}{660}} = 1.353(m) = 1353\ (mm)$$

каде е: f – коефициентот на форма на пресекот на лентата и материјалот фрлен на лентата, се прифаќа во зависност од наклонот на страничните ролери (β) и аголот на наклон на материјалот во движење $(\varphi = 15°)$, за трислогови $\beta = 36°$ е прифатена $f = 660$.

(В**). Проценка на временската продуктивност на лентовиот транспортер**

Ако се познати пресечната површина на материјалот фрлен на лентата А, волуменската густина на материјалот што се пренесува во фрлена состојба ρ, и брзината на транспортерот v, теоретското часовно производство на транспортерот (t/h) може да се оцени според формулата (R.R.Tatiya 2013):

$$T_h = 3600 \cdot A \cdot \rho \cdot v_t = 3600 \cdot 0.335687 \cdot 0.84 \cdot 3.5 = 3553\ (t/h)$$

Каде : T_h – Ова е продуктивноста на час во тони.

$A = 0.335687\ (m^2)$ – површината на напречен пресек на материјалот натоварен на транспортерот,

$\rho = 0.84\ (t/m^3)$ – волуменска маса на лигнит во состојба на фрлање на лентата,

$v_t = 3.5\ (m/s)$ – брзината на транспортната лента во $m/\sec$.

Реалното или вистинското временско производство на транспортерот се проценува со оценување на коефициентите на продуктивност (коефициент на полнење k_z и коефициент на намалување на капацитетот (k_λ) за реалните работни услови во рудникот Сибовц:

$T_{h(ef)} = T_h \cdot k_z \cdot k_\lambda = 3553 \cdot 0.9 \cdot 0.95 = 3038\ (t/h)$

каде се:

$k_z = 0.9$ – е нерамномерниот коефициент на полнење на транспортерот,

$k_\lambda = 0.95$ – е теоретски коефициент на намалување на капацитетот кој зависи од наклонот на носачот $\Rightarrow$Табела 3.6.

Бидејќи $T_{h(ef)} = 3038(t/h) > Q_{eks} = 2821(t/h) \Rightarrow$ услов: $Q_{eks} \le Q_{trans}$, ***задоволство***

Со зголемување на брзината на движење на транспортната лента на 4,5 (*m/sec*), теоретскиот капацитет на транспортерот исто така се зголемува на:

$$T_{teo} = 3600 \cdot A \cdot \rho \cdot v_t = 3600 \cdot 0.335687 \cdot 0.84 \cdot 4.5 = 4568\ (t/h)$$

додека вистинскиот капацитет во овој случај е:

$$T_{h(ef)} = T_h \cdot k_z \cdot k_\lambda = 4568 \cdot 0.9 \cdot 0.95 = 3905.66\ (t/h)$$

Ефективниот годишен капацитет на превозникот е:

$$T_{година(лигнит)} = T_{h(ef)} \cdot K_{ka} \cdot K_{ko} = 3905.66 \cdot 8760 \cdot 0.35 = 11974753.56 \ \left(t \,/\, година\right)$$

$K_{ko(година)} = 0.35 -$ коефициент на искористување на времето (*оптимизација)* (табела 5.4),

$K_{ka} = 8760\left(h\right) -$ *календарско времетраење на работата во една година* (табела 5.2),

Значи, со оглед на тоа:

$T_{година(Iлигнит)} = 11974753.56 \ \left(t/година\right) > Q_{година(лигнит)} = 8125880.8\left(t/година\right) \Rightarrow$

услов: $Q_{esk} \le Q_{tran}$, *задоволство*.

(Г**). Контрола на моќност за погон на транспортер**

Движечката моќ на погонското (водичко) барабанско вратило на транспортерот се одредува според формулата:

$$P_{bt} = F_{pt} \cdot v \ \left(W\right) \text{ или } P_{bt} = \frac{F_{pt} \cdot v}{1000} \ \left(kW\right) \qquad (5.4)$$

Каде:

$P_{bt} -$ е моќта на вратилото на погонскиот барабан во $\left(W\right)$ или $\left(kW\right)$,

$F_{pt} -$ е тангенцијалната сила на периферијата на барабанот $\left(N\right)$,

$V -$ е брзината на движење на лента во (m/s).

Според општата равенка на движење, движечката сила на електричниот мотор се користи за да се справи со дејството на силите на отпор кои се спротивставуваат на движењето. Движечката моќ на транспортерот може да се одреди точно: I - со метод на приближување или II - со методот на одење точка по точка околу затворената контура.

I – МЕТОД НА ПРИБЛИЖУВАЊЕ

Моќта во вратилото на погонскиот барабан е дефинирана како збир на потрошените моќи како:

- Потребна енергија за да се движи транспортерот празен (без оптоварување):

$$P_0 = g \cdot \left[\frac{c \cdot t \cdot L \cdot v}{10^3 \cdot 10^3}\left(2 \cdot q_{sh} + q_r^{'} + q_r^{''}\right)\right] \ \left(kW\right)$$

- моќта потребна за транспорт на товарот поставен на транспортната лента до дестинацијата по должината на хоризонталната патека со должина *L*(*m*):

$$P_h = g \cdot \left[\frac{c \cdot t \cdot L \cdot v}{10^3 \cdot 10^3}\left(q_d\right)\right] \ \left(kW\right)$$

- моќта потребна за кревање на товарот до висината *H*(*m*):

$$P_{nH} = g \cdot \frac{T_h \cdot H}{3600} \ (kW)$$

Вкупната моќ потребна во вратилото на P_p барабанот и моќта на моторот потребна за движење на транспортерот P_m:

$$P_p = P_0 + P_h + P_{nH} = g \cdot \left[\frac{c \cdot t \cdot L \cdot v}{10^3 \cdot 10^3} \left(2 \cdot q_{sh} + q_r^{'} + q_r^{''} + q_d \right) + \frac{T_h \cdot H}{3600} \right] \ (kW) \qquad (5.5)$$

$$P_m = \frac{P_p}{\eta} \qquad (5.6)$$

Во овие формули:

$q_d, q_{sh}, q_r^{'}, q_r^{''} \ (kg/m)-$ се соодветно теоретската маса на товарот, личната маса на лентата, масата на ротирачките делови на ролерите на натоварената и празна гранка на транспортерот, изразена во единици од должината на транспортерот,

$T_h \ (t/h)-$ е временско производство на транспортерот;

$H = L \cdot \sin\lambda \ (m)-$ е висината на кревање на товарот која се пресметува како функција од аголот на наклон на транспортната пруга $\lambda(^\circ)$;

$t-$ е коефициент на отпорност на движењето на лентата низ ролковите лежишта;

$\eta-$ е коефициентот на корисен принос на механички пренос помеѓу електричниот мотор и барабанот, обично се препорачува да се земе: $\eta = 0.85$;

$c = f(L)-$ е коефициентот на зголемување на влечната сила (во хоризонталниот и наклонетиот сектор) кој ги зема предвид секундарните отпори во движењето на транспортерот, се присвојува како функција на должината на транспортерот,

$g-$ тоа е брзањето на слободниот пад кое е преземено $g = 9.81(m/s^2)$.

Влечната сила на периферијата на дрејверскиот барабан се изразува со формулата:

$$F_{pt} = g \cdot \left[c \cdot t \cdot L \cdot \left(2 \cdot q_{sh} + q_r^{'} + q_r^{''} G_{tr} + q_d \right) \pm \frac{T \cdot L \cdot \sin\lambda}{3.6 \cdot v} \right] \ (N) \qquad (5.7)$$

$c = f(L)-$ Факторот на зголемување на силата на отпорот, кој ги зема предвид секундарните отпори на погонот на транспортерот, се прифаќа како функција на должината на $\Rightarrow$ Табела 5.5 транспортерот. За $L = 800 \ (m) \Rightarrow c = 1.12$.

Табела 5.5: Вредноста на факторот зависи од должината на испораката
Table 5.5: Factor Value as a Function of Transport Distance

$L(m)$	C	$L(m)$	C	$L(m)$	C	$L(m)$	C	$L(m)$	C	$L(m)$	C	$L(m)$	C
< 4	9	8	5.1	20	3.2	50	2.2	125	1.64	320	1.29	800	1.12
4	7.6	10	4.5	25	2.9	63	2	160	1.53	400	1.23	1000	1.1

5	6.6	12.5	4	32	2.6	80	1.85	200	1.45	500	1.19	1250	1.08
6	5.9	16	3.6	40	2.4	100	1.74	250	1.37	630	1.15	-	-

$t = 0.020 -$ коефициентот на триење во лежиштата на барабани и ролери е избран според табелата 5.6.

Табела 5.6: Вредности на коефициентот на триење t во лежиштата на барабанот
Table 5.6: Values of the Friction Coefficient t in Drum Bearing

t=0.016÷0.018	За добро подготвена издржлива опрема со цилиндрични лежишта, за транспорт на материјал со занемарливо внатрешно триење For well-prepared stable equipment with cylindrical bearings, for transporting material with negligible internal friction.
t=0.018÷0.020	За опрема која работи во умерени работни услови For equipment working in average conditions
t=0,020÷0,025	За тешки работни услови (со можност за пенетрација на прашина во лежишта, со леплив материјал) For severe working conditions (with the possibility of dust penetration into the bearings, with sticky material)
t=0.05	За опрема со лизгачки лежишта For equipment with sliding bearings

(i). Лична мерка за лента

За потребите на задачата, ние избираме стандардна гумена лента, за која претпоставуваме дека ќе даде добри резултати за време на транспортот на лигнит. Лентата од типот EP 250/ 80 е избрана, врз основа на полиестер и ткаена од полиамид, со квалитет N 4/2 и со ширина $B = 1600(mm)$, додека од табела 5.7 ги избираме техничките карактеристики на избраната лента:

- Отпорност на кршење: $\sigma_k = 245175\ (N/m) -$ за основата и $\sigma_k = 78456\ (N/m) -$ за плетењето,
- Маса на гумирана ткаенина: $g_{pg} = 1320\ (gr/m^2) = 1.32(kg/m^2)$,
- Дебелина на слојот на гумиран материјал: $\delta_{pg} = 1.60\ (mm)$.

Личната маса на лентата (q_{sh}) на 1 метар должина е еднаква на збирот на вкупната маса на гумени премази и се определува со изразот:

$$q_{sh} = 1.1 \cdot B \cdot \left[\rho_g \cdot \left(S_s + S_p \right) + i \cdot g_s \right] = 1.1 \cdot 1.6 \cdot \left[1.13 \cdot \left(0.003 + 0.002 \right) + 6 \cdot 1.32 \right]$$
$$= 13.95 \ \left(kg/m \right)$$

каде е: $\rho_g = 1.13 \ \left(t/m^3 \right)$ е специфичната густина на гумата,

$i = 6$ е бројот на слоеви во композицијата на ткаењето на лентовиот скелет секој со маса $g_s = 1320 \left(gr/m^2 \right) = 1.32 \left(kg/m^2 \right) \Rightarrow$ Табела 5.7,

$S_s = 3 \ \left(mm \right) -$ дебелината на горниот слој на гума во натоварената гранка, која за пренос на лигнит е $2 \div 4 \ \left(mm \right)$,

$S_p = 2 \ \left(mm \right) -$ дебелината на долниот слој на гума на повратната гранка на лентата која се зема за време на транспортот на лигнит.

Табела 5.7: Технички карактеристики на материјалот
Table 5. 7: Technical characteristics of the fabric

Тип на материјалот Fabric type	**Отпорност на фрактура σ_k во *N/m*** **Tensile strength σ_k in *N/m***		**Гумирана маса на материјалот (*gr/m²*) Mass of rubberized fabric (*g/m²*)**	**Дебелина на гумиран материјал (*mm*) Rubberized fabric thickness (*mm*)**
	Основа (надолжна) Of the warp (longitudinal**)**	Плетење (попречно) Weft direction (transverse)		
Б-50	49035	24518	1300	1.65
Б-60	58842	31382	1500	1.95
Б-80	78456	44132	1730	2.20
ПА-120	117684	58842	930	1.00
ПА-160	156912	78456	1100	1.30
ПА-250	245175	98070	1350	1.65
РА-315	308921	98070	1520	1.70
ЕП-125	122588	49035	920	1.00
ЕП-160	156912	63746	1050	1.30
ЕП-250	245175	78456	1320	1.60
ЕП-315	308921	78456	1470	1.80
РП-125	122588	49035	1100	1.40
РП-160	156912	63746	1300	1.70
РП-250	245175	78456	1800	2.3
РП-315	308921	78456	2100	2.5

Во следните табели (5.8, 5.9, 5.10), вкупната дебелина на слоевите кои го сочинуваат скелетот на лентата е претставена, како и нивната големина и масата на гумените премази.

Табела 5.8: Вкупна дебелина на слоевите кои го сочинуваат скелетот на шипката (mm)

Table 5.8: Total thickness of the layers that make up the frame of the strip (mm)

Тип на материјалот Type of fabric	**Број на слоеви, Number of layers, i**						
	2	3	4	5	6	7	8
Б-50	3.30	4.95	6.60	8.25	9.90	11.55	13.20
Б-60	3.90	5.85	7.80	9.75	11.70	13.65	15.60
Б-80	4.40	6.60	8.80	11.00	13.20	15.40	17.60
ПА-120	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	7.00	8.00
ПА-160	2.60	3.90	5.20	6.50	7.80	9.10	10.40
ПА-250	3.30	4.95	6.60	8.25	9.90	11.55	13.20
РА-315	3.40	5.10	6.80	8.50	10.20	11.90	13.60
ЕП-125	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	7.00	8.00
ЕП-160	2.60	3.90	5.20	6.50	7.80	9.10	10.40
ЕП-250	3.20	4.80	6.40	8.00	9.60	11.20	12.80
ЕП-315	3.60	5.40	7.20	9.00	10.80	12.60	14.40
РП-125	2.80	4.20	5.60	7.00	8.40	9.80	11.20
РП-160	3.40	5.10	6.80	8.50	10.20	11.90	13.60
РП-250	4.60	6.90	9.20	11.50	13.80	16.10	18.40
РП-315	5.00	7.50	10.00	12.50	15.00	17.50	20.00

Табела 5.9: Вкупна маса на слоеви (kg/m^2)

Table 5.9: Total mass of layers (kg/m^2)

Тип на материјалот Type of fabric	**Број на слоеви, Number of layers, *i***						
	2	3	4	5	6	7	8
Б-50	3.30	4.95	6.60	8.25	9.90	11.55	13.20
Б-60	3.90	5.85	7.80	9.75	11.70	13.65	15.60
Б-80	4.40	6.60	8.80	11.00	13.20	15.40	17.60
ПА-120	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	7.00	8.00
ПА-160	2.60	3.90	5.20	6.50	7.80	9.10	10.40

ПА-250	3.30	4.95	6.60	8.25	9.90	11.55	13.20
РА-315	3.40	5.10	6.80	8.50	10.20	11.90	13.60
ЕП-125	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	7.00	8.00
ЕП-160	2.60	3.90	5.20	6.50	7.80	9.10	10.40
ЕП-250	3.20	4.80	6.40	8.00	9.60	11.20	12.80
ЕП-315	3.60	5.40	7.20	9.00	10.80	12.60	14.40
РП-125	2.80	4.20	5.60	7.00	8.40	9.80	11.20
РП-160	3.40	5.10	6.80	8.50	10.20	11.90	13.60
РП-250	4.60	6.90	9.20	11.50	13.80	16.10	18.40
РП-315	5.00	7.50	10.00	12.50	15.00	17.50	20.00

Табела 5.10: Маса на гумени премази $\left(kg/m^2\right)$

Table 5.10: Mass of rubber coatings $\left(kg/m^2\right)$

Дебелина на премазот (mm) Coating thickness (mm)	**Квалитет на гумената обвивка, Quality of rubber coating**				
	M	N	BM	H3	G
2/1=3	3.36	3.39	3.99	3.87	4.17
2/2=4	4.48	4.52	5.32	5.16	5.56
3/1=4	4.48	4.52	5.32	5.16	5.56
3/2=5	5.6	5.65	6.65	6.45	6.95
4/2=6	6.72	6.78	7.98	7.74	8.34
4/3=7	7.84	7.91	9.31	9.03	9.73
5/2=7	7.84	7.91	9.31	9.03	7.93
5/3=8	8.96	9.04	10.64	10.32	11.12
5/4=9	10.08	10.17	11.97	11.61	12.51
6/2=8	0.96	9.04	10.64	10.32	11.12
6/3=9	10.08	10.17	11.97	11.61	12.51
6/4=10	11.2	11.3	13.3	12.9	13.9
8/3=11	12.32	12.32	14.63	14.19	15.29
8/4=12	13.44	13.56	15.96	15.48	16.68

(ii). Мерка за одржување и враќање на рулети

Врз основа на табелата 5.11, за ширината на прачката и $B = 1600\ (mm)$ брзината на движење од $v = 3.5\ (m/s)$ него, рулетот со дијаметар $\phi = 133\ (mm)$ е усвоен. Слогот за одржување на рулет има три рулети со странични ролни поставени под аголот $36°$, додека во повратниот рулет слоговите се два рулета поставени под аголот $10°$. Димензионирањето на ролерите се сведува на одредување на дијаметарот на ролките. Дијаметарот на ролките зависи од ширината на шипката и брзината на движење на шипката, додека стандардните дијаметри се дадени во табела 5.12.

Бројот на слогови на рулет добиени од оваа табела е следниов:

- $g_r^{'} = 35.9(kg) -$ за три дела кои содржат слогови,
- $g_r^{''} = 32.1(kg) -$ за дводелни повратни слогови.

Табела 5.11: Референтни вредности за минималните дијаметри на задржувачки ролери $\phi(m,m)$ во зависност од ширината и брзината на ременот

Table 5.11: Reference values for minimum diameters of support rollers $\phi(m,m)$ depending on the width and speed of the belt.

V*(m/s)*	**Ширина на шипката *B (mm)*** **Belt width, *B (mm)***									
	300	400	500	650	800	1000	1200	1400	1600	1800
1.05	51	51	51	90	90	90	108	108	108	133
1.31	51	51	65	90	90	108	108	108	108	133
1.68	51	65	90	90	108	108	108	108	108	133
2.09	51	65	90	108	108	100	108	108	133	133
2.62	65	65	90	108	108	108	108	108	133	159
3.35	65	65	90	108	108	108	133	133	133	159
4.19	65	90	108	133	133	133	133	133	133	129
5.24	90	90	108	133	133	133	133	133	133	159
6.70	90	90	108	133	133	133	133	133	159	159
8.38	90	90	133	133	133	133	159	159	159	159
10.5	90	90	133	133	133	133	159	159	159	159

Табела 5.12: Приближни мерки за поддршка и враќање на рулети (kg)

Table 5.12: Approximate Mass's of Carrying and Return Rollers (kg)

Дијаметар на рулетит	**Тип на поддршка рулети**	**Ширина на шипката *B (mm)*** **Belt width, *B (mm)***

е за поддршка (мм) Diameter of supporting rollers (mm)	**Type of support rollers**	300	400	500	650	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
38	Рамно Дводелен Три дела Flat, Two-piece, Three-piece	1.2 1.5 1.8	1.4 1.7 2.0	1.6 1.9 2.2	1.9 2.3 2.6	2.3 2.7 3.1						
51	Рамно Дводелен Три дела Flat, Two-piece, Three-piece	1.7 2.0 2.5	1.9 2.3 2.7	2.1 2.6 3.1	2.7 3.1 3.5	3.3 3.7 4.1						
63	Рамно Дводелен Три дела Flat, Two-piece, Three-piece	2.2 3.0 3.8	2.6 3.4 4.6	3.0 3.8 4.6	3.7 4.5 5.9	4.4 5.2 6.0	5.4 6.2 7.0					
89	Рамно Дводелен Три дела Flat, Two-piece, Three-piece		4.1 5.5 7.0	5.0 6.5 7.9	6.4 7.8 9.3	7.8 9.3 10.7	9.4 10.5 12.5	11.2 12.7 14.1	13.0 14.5 15.9			
108	Рамно Дводелен Три дела Flat, Two-piece, Three-piece			8.6 10.9 13.1	10.0 12.3 14.5	11.4 13.7 15.9	13.5 15.8 18.0	15.6 17.9 20.1	17.7 19.9 22.2	20.1 22.3 24.6		
133	Рамно Дводелен Три дела					14.8	18.4	22.0	25.6	29.2		

						17.4 20.0	21.3 24.2	24.9 27.8	28.5 31.4	32.1 35.0		
159	Рамно Дводелен Три дела							28.8 33.4 38.0	32.3 36.9 41.5	35.8 40.4 45.0	39.3 43.9 48.5	42.8 47.4 52.0

Табела 5.13: Растојанието помеѓу слоговите на *ℓ'* задржувачки ролери во зависност од ширината на прачката $B\ (mm)$ и фрланата волуменска $\rho_h\ \left(t/m^3\right)$ маса на материјалот што се транспортира

Table 5.13: Distance between the grips of the bearing rollers ℓ' depending on the width of the belt $B\ (mm)$ *and the thrown volumetric mass* $\rho_h\ \left(t/m^3\right)$ *of the material being transported*

Ширина на шипката *B (mm)* Belt width, *B (mm)*	**Растојанието помеѓу задржувачите на ролните,*ℓ'(mm)* Distance between supporting rollers,*ℓ'(mm)***			**Растојание помеѓу рулетите за враќање,*ℓ'' (mm)* Distance between return rollers *ℓ'' (mm)***
	$\rho_h < 1.2$ *(t/m³)*	$\rho_h = 1.2 \div 2$ *(t/m³)*	$\rho_h > 2$ *(t/m³)*	
400,500,650	1.65	1.50	1.40	3
800	1.50	1.35	1.25	3
1000	1.36	1.20	1.10	3
1200,1400,1600,1800	1.20	1.00	0.80	3
2000, 2200	1.00	0.80	0.70	3

Растојанието помеѓу слоговите на рулетот за држење и враќање е земено од табелата 5.13 по дијаметар $\phi = 133\ (mm)$ на рулетот. Ширината на прачката од $B = 1600\ (mm)$ и по волуменска мерка $\rho_h < 1.2\ \left(t/m^3\right)$ е:

$l_r^{'} = 1.20(m)$ – *растојанието помеѓу слоговите на одржувачките рулети*,

$l_r^{"} = 3.00(m)-$ *растојанието на слоговите на вратниот рулет* (вредноста $l_r^{"}$ не треба да надминува 3).

Масата на ротирачките делови на ролерните слогови $q_r^{"}(kg/m)$ за еден метар должина на транспортерот е:

$$q_r^{'} = \frac{g_r^{'}}{l_r^{'}} = \frac{35.9}{1.20} = 29.92\left(\frac{kg}{m}\right)$$

Масата на ротирачките делови на слоговите на повратниот ролер по единица должина на транспортерот е:

$$q_r^{"} = \frac{g_r^{"}}{l_r^{"}} = \frac{39.3}{3} = 13.1\left(\frac{kg}{m}\right)$$

(iii) Корисна маса на возачот во единица за должина од 1 метар на транспортер

Теоретската маса на лигнит која се транспортира во рок од еден час (*t/h*) е претходно пресметана $T_h = 3038\ (t/h)$, затоа масата на корисниот товар во должина од 1 m на транспортерот се покажува еднаква:

$$q_d = \frac{T_h}{3.6 \cdot v} = \frac{3038}{3.6 \cdot 3.5} = 241.11\left(\frac{kg}{m}\right)$$

Висината на подигање или ослободување на товарот (разликата во нивото на крајните точки на транспортерот е означена со *H (m)* и произлегува од изразот:

$$H = L \cdot \sin\beta = 800 \cdot \sin 2.5° = 34.90\ (m)$$

каде: $L = 800(m)-$ должината на патеката на наклонетиот сектор на транспортерот на транспортната лента.

Хоризонталната проекција на накосениот сектор на патеката е:

$$L_h = L \cdot \cos\beta = 800 \cdot \cos 2.5° = 0.999(m).$$

(vi) Влечна сила на периферијата на барабанот (водич)

Затегнувачката сила на периферијата на барабанот се пресметува со поставување на познатите и стекнатите вредности во соодветната формула (5.7):

$$F_{pt} = g \cdot [c \cdot t \cdot L \cdot (2 \cdot q_{sh} + q_r^{'} + q_r^{"} \cdot q_d) \pm q_d \cdot H] = 9.81 \cdot [1.12 \cdot 0.020 \cdot 800 \cdot (13.95 +$$
$$29.92 + 13.1 + 241.11) \pm 241.11 \cdot 34.90] = 9.81 \cdot [17.92 \cdot 298.08 + 8414.74] = 134949[N]$$
$$= 134.95(kN)$$

(vii) Енергија потребна за движење на натоварениот транспортер без дополнителни отпори

За пресметаната вредност на влечната сила на периферијата на погонскиот барабан, или влечната сила пренесена на ременот, потребната сила на вратилото на погонскиот барабан за возење на транспортерот е еднаква на:

$$P_{pt} = F_{pt} \cdot v = 134{,}95 \cdot 3.5 = 472.323(kW) \cong 473\ (kW)$$

(Д) Дополнителна моќ поради дополнителни отпори

а) Дополнителна моќ поради отпорот предизвикан од средства за отстранување на материјали, чистачи на ленти итн.

$$P_{sht} = 1.6 \cdot v \cdot B \cdot n_p = 1.6 \cdot 4.5 \cdot 1.8 \cdot 2 = 25.92 \ (kW) \cong 26$$

Каде: n_p – е бројот на чистачи на ленти, за кој прифаќаме дека е n=2.

б) Дополнителна моќ поради отпорот предизвикан од страничните водичи:

$$P_u = 0.08 \cdot l_u = 0.08 \cdot 8 = 0.64 \ (kW)$$

каде е: $l_u = 8(m) -$ должина на страничните водичи.

Бидејќи транспортерот го користи профилот за подмачкување, не се потребни насоки, така што P_u може да се игнорира.

в) Потребната моќ на P_m моторот за управување на натоварениот транспортер се одредува со изразот:

$$P_m = k \cdot \frac{P_{ef}}{\eta} = 1.2 \cdot \frac{499.64}{0.85} = 705.37(kW)$$

Каде е:

$P_{ef} = P_{bt} + P_{sht} + P_u = 473 + 26 + 0.64 = 499.64(kW)$ ефективната моќ на моторот за движење на транспортерот,

$k = 1.2 -$ коефициентот кој ги зема предвид дополнителните отпори,

$\eta = 0.85 -$ корисен коефициент на принос (стапка на искористување) на механичкиот пренос помеѓу електричниот мотор и барабанот.

Стандардниот уред за возење со моќ на електричниот мотор поголема од $P_{\min} = 705{,}37 \ (kW)$ пресметан погоре ќе биде инсталиран во испитуваниот транспортер.

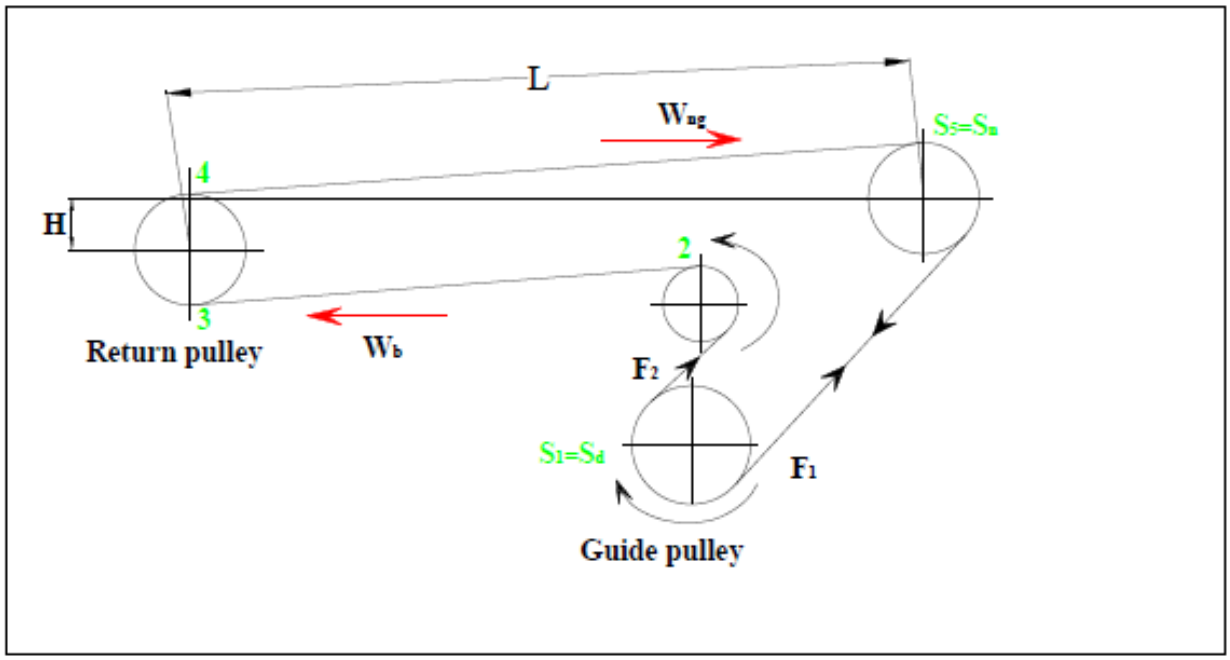
(Ѓ) Затегнувачка сила на шипката над барабанот и бројот на слоеви

1) Општа цврстина на истегнување на периферијата на барабанот:

$$F_{te} = \frac{P_{ef}}{v} = \frac{499.64}{3.5} = 142.75 \ (kN)$$

2) Целокупната затегнувачка сила (резултат) пренесена на лентата – на натоварената гранка

На слика 5.3. е дадена основната шема на главниот транспортен систем со лентови транспортери.



Слика 5.3: Шема на транспортер на тркала за пресметување на влечните сили на натоварената и празната гранка на главниот транспортен систем
Figure 5.3: Rubber Belt Conveyor Scheme for Calculating the Traction Forces in the Loaded and Empty Branches of the Main Transport System

Вкупната затегнувачка сила на шипката на натоварената страна е еднаква на:

$$F_{p.sh} = F_{you} \cdot \left(1 + \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}\right) = 142.75 \cdot (1 + 0.09) = 155597(N) \cong 155.60(kN)$$

Каде е:

$\mu = 0.40 -$ коефициент на триење помеѓу гумената лента и барабанот и возење во суви временски услови, $\Longrightarrow$Табела 5.14.

$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 160° + 200° = 360° \cdot \frac{\pi}{180} = 6.28(rad) -$ бидејќи го прифативме погонот со два тапана (како што се гледа од слика 5.3)

$\frac{\pi}{180}$ е аголот на прифаќање на тапанот со лентата,

$e = 2{,}718 -$ основа на природен логаритам.

Од табела 5.14 за коефициентот на триење од $\mu = 0.40$ и аголот на прифаќање $\alpha = 360°$, вредноста на коефициентот на повлекување $e^{\mu\alpha}$ под овие услови е вредноста на изразот $e^{\mu\alpha} = e^{6.28 \cdot 0.4} = e^{2.512} = 12.329$ $e^{\mu\alpha} = e^{6.28 \cdot 0.4} = e^{2.512} = 12.329$ следствено $\frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1} = 0.09$.

Табела 5.14: Вредности на $\frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$ изразот за различни вредности на α и μ

Table 5.14 : Values of the expression $\frac{1}{e^{\mu\alpha}-1}$ *for different values of* α *and* μ

Коефициент на триење μ **Coefficient of friction,** μ	**Вредност на изразот** $\frac{1}{e^{\mu\alpha}-1}$ **за агли** α **Value of the expression** $\frac{1}{e^{\mu\alpha}-1}$ **for the angles** α							**Својства на површината на барабанот, односно работни услови Properties of the drum surface, i.e., operating conditions**
	1800	2100	2400	2700	3000	3300	3600	
0.1	2.71	2.25	1.92	1.65	1.45	1.28	1.15	Мазен барабан со влажна површина Drum finely scraped with a wet surface
0.15	1.66	1.36	1.14	0.97	0.84	0.73	0.64	Тапан обложен со дрво или ткаенина, со леплива влажна површина Drum coated with wood or fabric, with a sticky-wet surface"Drum coated with wood or fabric, with a sticky-wet surface"
0.20	1.15	0.92	0.76	0.64	0.54	0.46	0.40	Мазен барабан, влажна површина Drum finely scraped, wet surface
030	0.64	0.50	0.40	0.32	0.26	0.22	0.48	Мазен барабан, сува површина, работи во сува атмосфера Drum finely scraped, dry surface,

								operation in a dry atmosphere
0.35	0.50	0.39	0.30	0.24	0.19	0.15	0.12	Тапан обложен со дрво, сува површина, работи во сува атмосфера Drum coated with wood, dry surface, operation in a dry atmosphere
0.40	0.40	0.30	0.23	0.18	0.14	0.11	0.09	Тапан обложен со ткаенина, сува површина, работи во сува атмосфера. Drum coated with fabric, dry surface, operation in a dry atmosphereDrum coated with fabric, dry surface, operation in a dry atmosphere

Оваа апропријација е наменета за покривање на трошоците Добиената моќ е еднаква:

$$P_{ef} = F_{te} \cdot v = 12.15 \cdot 3.5 = 42.53 \ (kW)$$

каде е :

$$F_R = F_{pt} \cdot \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1} = 134.95 \cdot 0.09 = 12.15(kN)$$

4) Потребниот број на слоеви во конструкцијата на лентата – се одредува со формулата:

$$i = \frac{10 \cdot F_{sh}}{B \cdot \sigma_k} + 1 = 1\frac{10 \cdot 155600}{1.6 \cdot 245175} + 1 = 4.96 = 5 \Rightarrow i = 5 < 6$$

каде: $\sigma_k = 245175\left(\frac{N}{m}\right)$ цврстина на истегнување по метар од ширината на слојот за PE 250 тип лента, $\Longrightarrow$ Табела 5.7.

Бидејќи бројот на слоеви претходно избрани од табела 5.8 е $i = 6$, а потребниот број е $i = 5$, може да се заклучи дека избраната лента ги задоволува.

5) Уред против обратно движење

За да се обезбеди рамномерен проток на материјалот, ќе се утврди периферната сила со цел да се утврди дали уредот за антиобратно движење е потребен. Теоретската маса на материјалот (корисно оптоварување) по метар од должината на транспортерот (q_d) може да се пресмета од следниов израз:

$$q_d = \frac{T_h}{3.6 \cdot v} = \frac{30.38}{3.6 \cdot 3.5} = 241.11\left(\frac{kg}{m'}\right)$$

Периферната сила ($F_{pt.h}$) за случајот на хоризонтално поставена пречка се пресметува според изразот:

$$F_{pt.h} = g \cdot \left[c \cdot t \cdot L \cdot \left(2 \cdot q_{sh} + q_r^{'} + q_r^{''} + q_d \right) \right]$$

$$F_{pt.h} = 9.81 \cdot \left[1.12 \cdot 0.020 \cdot 800 \cdot \left(13.95 + 29.92 + 13.1 + 241.11 \right) \right]$$

$$= 9.81\left[17.92 \cdot 298.08 \right] = 52401\left(N \right) = 52.401\left(kN \right)$$

Уредот против движењето наназад на ременот не е потребен ако периферната сила $F_{pt.h,}$ во случај на хоризонтално поставена пречка, е поголема од силата која е резултат на производството на гравитацијата, висината на кревање и теоретската маса на материјалот во транспортерот, од кој е изведена:

$g \cdot H \cdot q_d > F_{ph} \Rightarrow 9.81 \cdot 34.90 \cdot 34.80 = 11914\left(N \right) < 52401\left(N \right) \Longrightarrow$ не е потребен уред за обратно движење.

(Е) Избор на тапани (возење, враќање назад и закривување*)*

(i) Минималниот потребен дијаметар на барабанот (тип А) се пресметува според следниот израз:

$$D_A = \frac{360 \cdot F_{te}}{p \cdot \pi \cdot \alpha \cdot B} = \frac{360 \cdot 142750}{29400 \cdot 3.14 \cdot 360 \cdot 1.6} = 0.966\left(m \right)$$

каде е:

$F_{te} = 142750\left(N \right) -$ влечната сила на барабанот,

$\alpha = 360° -$ аголот на прегратката претходно избран од табела 5.14,

$p = 294000\left(N / m^2 \right) -$ способноста да се пренесе сила од тапан на лента, за избраните најлонски или бисерни предива $\Longrightarrow$Табела 5.15.

Табела 5.15: Способноста за пренос на сила зависи од видот на материјалот
Table 5.15: Force transmission ability depending on the type of fabric

Тип на материјалот **Type of fabric**	**Способност за пренос на сила** **Ability to transmit force**
За памук For cotton	p=15700÷19600[N/m^2]
За perlo, најлон For perlon, nylon	p=24500÷29400[N/m^2]
За челик For steel	p=49050÷58850[N/m^2]

Проверка: Проверуваме дали постои задоволителна врска помеѓу пресметаниот дијаметар D и бројот на слоеви на лентата (за работа под површински услови):
$D_A > (0.125 \div 0.18) \cdot i = 0.16 \cdot 6 = 0.96(m) \Rightarrow D_A = 1.0(m) > 0.96(m) \Longrightarrow$ Избраниот стандарден дијаметар на барабанот го задоволува условот.

(ii) Други карактеристики на водечкиот тапан (тип А)

Бројот на вртежи на тапанот се одредува со изразот:

$$бв = \frac{60 \cdot v_r}{\pi \cdot D_A} = \frac{60 \cdot 5.24}{3.14 \cdot 1.0} = \frac{314.4}{3.14} = 100.13 \cong 100\left(\text{min}^{-1}\right)$$

каде v е вистинската брзина на движење на лентата која е определена од изразот

$$v_r = \frac{D_A \cdot \pi \cdot бв}{60} = \frac{1.0 \cdot 3.14 \cdot 100}{60} = 5.233 \cong 5.24(m/s)$$

(iii) Моќ за ротација на тапанот:

$$s = \frac{P_{ef}}{n} = \frac{499.64}{100} = 4.98(kW/в/мин)$$

Од табела 5.16 се добива стандардната вредност на дијаметарот на барабанот тип А: D_A = 1000 (mm) = 1,0 (m), со следниве карактеристики:

- $D_A = 1.0(m)$ – дијаметар на барабанот
- $L = 1400(mm)$ – ширината на барабанот на кој лежи лентата,
- ℓ1= 1610 (mm) – ширина на барабанот со рабови (рабови),
- s = 4.82 (kW/в/min),
- $F_{max} = 392400(N)$ – максималната сила што тапанот може да ја пренесе,
- Бренд на лежиштето според M.C3,657-200 SD 22,
- Симбол на ложата А = 360.

Табела 5.16: Тип А тапани, дијаметри D = 1000 (mm)

Table 5.16: Type A drum, diameter D=1000 (mm)

L	***s***	***F_{max}*** ***(N)***	**Симбол на лежање Bearing symbol**		**Симб. і Штеп из. Housing symbol**	***ℓ***	***$Л_1$***	***$Л_2$***	***d***	***$Л_3$***	***$Б_2$***	***k***	***z***
			Стандард M.C3.655 Standard M.C3.655	**Симб.Стар Old symbol**									
1150	0.942	81423	120 СД 22	22224	А 215	1745	1370	770	110	210	28	116.1	60
	1.47	117120	140 СД 22	22228	А 250	1815	1370	785	130	250	32	136.9	45
	2.38	166770	160 СД 22	22232	А 290	1835	1370	795	150	250	36	157.7	35

	3.49	294300	180 СД 22	22236	А 320	1855	1370	805	170	250	40	178.5	25
	4.82	392400	200 СД 22	22240	А 360	1925	1370	815	190	300	45	199.7	20
1400	0.942	73575	120 СД 22	22224	А 215	1985	1610	890	110	210	28	116.1	55
	1.47	107910	140 СД 22	22228	А 250	2055	1610	905	130	250	32	136.9	40
	2.38	156960	160 СД 22	22232	А 290	2075	1610	915	150	250	36	157.7	30
	3.49	294300	180 СД 22	22236	А 320	2095	1610	925	170	250	40	178.5	20
	4.82	392400	200 СД 22	22240	А 360	2165	1610	935	190	300	45	199.7	15
1600	0.942	73575	120 СД 22	22224	А 215	2225	1850	1010	110	210	28	116.1	75
	1.47	107910	140 СД 22	22228	А 250	2295	1850	1025	130	250	32	136.9	60
	2.38	147150	160 СД 22	22232	А 290	2315	1850	1035	150	250	36	157.7	50
	3.49	274680	180 СД 22	22236	А 320	2335	1850	1045	170	250	40	178.5	40
	4.82	353160	200 СД 22	22240	А 360	2405	1850	1055	190	300	45	199.7	35

(iv). Контрола на резултантната сила на оската на избраниот тапан.
Со цел материјалот да биде транспортиран, условот мора да биде исполнет:

$$F_R \le F_{\max}$$

Вредноста на FR се одредува со изразот:

$$F_R = \sqrt{F_{ng} + F_b - 2F_{ng} \cdot F_b \cdot \cos\alpha} \ \ (N)$$

Ку:

$F_{ng} = 155600 \ (N) -$ максимална затегнувачка сила на натоварената гранка на лентата,

$F_b -$ максималната затегнувачка сила на празната гранка на прачката која е определена со изразот:

$F_0 = F_{нг} - F_{te} = 155600 - 142750 = 12850 \ (N)$

$F_{te} = 142750(N) -$ затегнувачката сила на шипката на барабанот.

Тогаш имаме:

$$F_R = \sqrt{155600^2 + 12850^2 - 2 \times 155600 \times 12850 \times \cos 360^\circ} = 142750 \ (N)$$

Како резултат на тоа: $F_R = 142750 \ (N) < F_{max} = 392400 \ (N)$

т. е. резултантната сила на оската на избраниот тапан го задоволува.

(v) Дијаметар на барабанот без погон (насочен) (тип Б)

Условот кој мора да биде исполнет за работа на лентата во услови на експлоатација на површината е:

$$D_B > (0.1 \div 0.125) \cdot i = 0.125 \cdot 6 = 0.72(m) \Rightarrow D_B = 0.8(m)$$

Резултантна сила (FR) за насочен тапан:

$$F_R = F_{te} \cdot \sqrt{2 \cdot (1 - \cos\alpha)} = 142750 \cdot \sqrt{2 \cdot (1 - \cos 180^\circ)} = 285500(N) \Rightarrow F_R = 285500(N)$$

Ние го избираме тапанот (тип В) со следниве карактеристики: $\Longrightarrow$ Табела 5.17.

- $D_B = 0.8(mm)$
- $L = 0.75(m) -$ ширина на тапанот на кој лежи лентата,
- $\ell_1 = 1370(mm) -$ ширина на барабанот со рабови (рабови),
- $F_{max} = 15000(N) -$ максималната сила што тапанот може да ја пренесе.
- Брендот на лежиштето според MC3.655-55 SE 13.
- Лежба Марка А- 120.

Овие податоци се читаат од табела 5.17 за карактеристиките на тапаните без возење (возење, стегање и закривување).

Табела 5.17: Тип В барабан, дијаметар D_B = 800 (*mm*)
Table 5.17: Drum Type B, Diameter D_B = 800 mm

L (*м*)	**Fmax (*N*)**	**Симбол на лежање Bearing symbol**		**Именување на ложата Name of the housing**	***ℓ***	***Л1***	***Z***
		Стандард Standard M.C3.655 M.C3.655 M.C3.657	**Стар симбол Old symbol**				
	32373	55 CE 13	21311	A 120	1260	1160	70
950	63765	75 SE 13	21315	A 160	1290	1160	60
	107910	95 SE 13	21319	A 200	1320	1160	55
	31392	55 CE 13	21311	A 120	1470	1370	75
1150	61803	75 SE 13	21315	A 160	1500	1370	65
	107910	95 SE 13	21319	A 200	1530	1370	60

	166770	129 SE 22	22224	A 215	1530	1370	60
1400	27468	45 SE 13	21309	A 100	1700	1610	75
	53955	65 SE 13	21313	A 140	1734	1610	65
	93195	85 SE 13	21317	A 180	1750	1610	60
	147150	120 SE 22	22224	A 215	1770	1610	55
1600	51012	65 SE 13	21313	A 140	1974	1850	
	88290	85 SE 13	21317	A 180	1990	1850	80
	137340	120 SE 22	22224	A 215	2010	1850	75
	196200	140 SE 22	22228	A 250	2040	1850	60

II – МЕТОД НА ДВИЖЕЊЕ ТОЧКА ПО ТОЧКА ОКОЛУ ЗАТВОРЕНАТА КОНТУРА

За лентата да се наведе над тапаните, потребна е сила за да го издржи отпорот на нејзината цврстина. Оваа сила зависи од интензитетот на влечењето, од брзината на движење на бендот, од физичко-механичките својства на материјалот кој го сочинува бендот и намотувањето на тапанот, потоа од димензиите на бендот и тапанот, од аголот на прегратката на тапанот итн. Вкупниот отпор во транспортерот и лентите во различни точки на контурата на транспортерот може да се процени врз основа на методот на затворена контура. За оваа цел, целата контура формирана од транспортната лента е поделена на прави и линеарни сектори (слика 5.3) и се одредуваат влечењата на лентите во последователни точки. Точките на спојување на специјалните сектори на транспортерот се означени со броеви, почнувајќи од точката на излез на ременот од погонскиот барабан и одејќи наизменично низ секоја точка на контура во насока на движењето на ременот до точката на влез на ременот во барабанот. Во оваа смисла, се применува правилото: влечењето (напрегањето) на лентата во секоја последователна точка во насока на нејзиното движење е еднакво на влечење (напрегање) во претходната точка плус отпорот во секторот помеѓу овие точки. Значи, ова значи дека стресот S_i во точката (i) на контурата е збирот на стресот во точката пред него (i-1) и силата на отпорот помеѓу овие точки:

$$S_i = S_{i-1} + W_{(i-1)-1},\ i = 1,2,...,n. \qquad (5.8)$$

Во оваа формула:

Како, S_i, S_{i-1} се стресовите на контурните точки $(i-1)$, i во (N),

$W_{(i-1)-1}$ е силата на отпор помеѓу точките $(i-1)$ и i во секторот на лентата која се третира.

Шемата на распределба на контурните сили на транспортната пруга со ременот е прикажана на слика 5.3.

1.0. Отпорите кои се спротивставуваат на движењето се оценуваат на следниов начин:

1.1. Отпорници дистрибуирани во натоварената гранка на транспортерот W_{ng}:

$$W_{ng} = g \cdot \left[(q_d + q_{sh}) \cdot L \cdot t \cdot c \cdot \cos\beta + (q_r^{'}) \cdot L \cdot t \cdot c \pm (q_d + q_{sh}) \cdot L \cdot \sin\beta \right] \qquad (5.9)$$

Со поставување на прифатените и пресметаните количини во формулата (5.9), имаме:

$$W_{ng} = 9.81 \cdot \left[(241.11 + 13.95) \cdot 800 \cdot 0.020 \cdot 1.12 \cdot \cos 2.5° + (29.92) \cdot 800 \cdot 0.02 \cdot 1.12 \right.$$
$$\left. + (241.11 + 13.95) \cdot 800 \cdot \sin 2.5° \right] = 132334(N) = 132.334(kN)$$

1.2. Отпорници дистрибуирани во празната (повратна) гранка на транспортерот W_b:

$$W_{ng} = g \cdot \left[q_{sh} \cdot L \cdot t \cdot c \cdot \cos\beta + (q_r^{''}) \cdot L \cdot t \cdot c \pm q_{sh} \cdot L \cdot \sin\beta \right] \qquad (5.10)$$

$$W_b = 9.81 \cdot [13.95 \cdot 800 \cdot 0.020 \cdot 1.12 \cdot \cos 2.5° + 13.1 \cdot 800 \cdot 0.02 \cdot 1.12 - 13.95 \cdot 800$$
$$\cdot \sin 2.5°] = -24.407(N) = -0.023(kN)$$

1.3. Концентрирани отпори и коефициент на зголемување на притисокот

Концентрираните отпорници за време на промената на насоката на лентата во тапаните се јавуваат поради триење на лежиштата и барабаните, како и деформациите на лентата. Отпорниците во точката на промена на насоката на лентата (во тапани) се одредени според изразот:

$$S_d = K \cdot S_h \qquad (5.11)$$

каде: S_d – е напрегањето на излезот на лентата од барабанот , S_h – напрегање на влезот на лентата во барабанот, $K > 1$ – е коефициентот на зголемување на напрегањето на лентата и во зависност од аголот на вратот (α) (на лентата со барабанот е земено од табела 5.18.

Табела 5.18: Вредности на коефициентот K во зависност од аголот α
Table 5.18: Values of the coefficient K depending on the angle α

α **(во редови)** α **(in degrees)**	$\alpha \geq 1800$	$\alpha \geq 90°$	$\alpha \leq 90°$
K вредности Values of K	K1 = 1,05÷106	K2 = 1,03÷1,04	K3 = 1,02÷1,03

Од состојбата на нелизгање на транспортната лента на погонските барабани (Ојлерово неизедначување кое ги поврзува напрегањата на точката на влез на лентата на погонскиот барабан и на точката на излез на лентата од него) тензијата на лентата во точката на влез во погонскиот барабан може да се утврди, па затоа според Ојлер можеме да напишеме:

$$S_h \leq S_d \cdot e^{\mu\alpha} \qquad (5.12)$$

Во оваа формула се: $e^{\mu\alpha}$ – тоа е факторот на привлекување,

S_h и S_d – се соодветно затегнувачки сили во работната гранка (гранката на намотката) и повратната гранка (во гранката на намотувањето) на транспортната лента во (N) или (kN).

μ – е коефициентот на триење (пресек) помеѓу лентата и барабанот,

α – аголот на вратот на лентата и барабанот (ите) во (rad),

$e = 2.78$ – е основата на природните логаритми.

Го прифаќаме возењето на транспортната лента со два погонски барабани со агли на вратот на лентата околу барабанот соодветно $\alpha_1 = 160°$ и $\alpha_2 = 200° \Rightarrow \alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 160° + 200° = 360°$ (или изразено во радијани $\alpha_1 = 160° \cdot \frac{\pi}{180°} = 2.7911$ и $\alpha_2 = 3.4888$) и коефициенти на лизгање помеѓу лентата и барабаните $\mu_1 = \mu_2 = 0.4$

Фактор на привлечност $e^{\mu\alpha} = e^{(\mu_1\alpha_1 + \mu_2\alpha_2)} = e^{0.4 \cdot 360} = e^{2.512} = 12.3295 = 12.33$

Според шемата прикажана на слика 5.3 можеме да напишеме:

$$S_d = S_1(N) \tag{5.13}$$

$$S_h = S_5 \le S_1 \cdot e^{(\mu_1\alpha_1 + \mu_2\alpha_2)} = 12.33 \cdot S_1 = 12.33 \cdot S_d \tag{5.14}$$

Втората равенка за одредување на стресот Sh го има следниов третман:

$$S_h = A \cdot S_d + B \tag{5.15}$$

каде А и В се количини кои се добиени со пресметка и кои зависат од конфигурацијата на транспортерот и од отпорниците кои дејствуваат на него. Така, применувајќи ја равенката (5.8) и условот $\alpha > 90 \Rightarrow K' = 1.04$ (табела 5.18) имаме:

$$S_h = S_5 = S_4 + W_{of} = K_1 \cdot (S_2 + W_b) + W_{of} = 1.06 \cdot (K_2 \cdot S_d + W_b) + W_{of} = 1.06 \cdot (1.04 \cdot S_d - 0.023) + 132.334 \tag{5.16}$$

Од равенките (5.14) и (5.16): $S_h = \left\{ \begin{matrix} S_h = 1.102 \cdot S_d + 132.334 \\ S_h = 12.33 \cdot S_d \end{matrix} \right\}$

наоѓаме:

$$12.33 \cdot S_d = 1.102 \cdot S_d + 132.334 \Rightarrow 11.228 \cdot S_d = 132.334 \Rightarrow S_d = \frac{132.334}{11.228} = 11.79$$

Значи $S_d = 11.79(kN) \Rightarrow S_h = 1.102 \cdot 11.79 + 132.334 = 145.33(kN)$

Напрегањата на пречката во карактеристичните точки се одредени со методот на успешен премин низ точките на контурата на барабанот, со вредностите на излезниот стрес $S_d = S_1$ и влезот $S_h = S_5$ познати. Резултатите од пресметката се прикажани во табела 5.19. Потоа, со користење на формулите од колона 2 од табелата 5.19, стресовите на сите други точки на транспортерот се пресметуваат и добиените вредности се стават во колона 3 од оваа табела.

Табела 5.19: Лентови стресови во точките 1-5, во kN, (За шемата на слика 5.3)
Table 5.19: Belt Streses at Points 1–5, in kN (For the Diagram in Figure 5.3)

1	2	3
$S_1 = S_d$	S_1	11.79
$S_2 = K_2 \cdot S_1$	$S_2 = 1.04 \cdot S_1$	12.26
$S_3 = S_2 + W_b$	$S_3 = 1.04 \cdot S_1 - 0.023$	12.24
$S_4 = K_1 \cdot S_3$	$S_4 = 1.06 \cdot (1.04 \cdot S_1 - 0.023) = 1.102 \cdot S_1 - 0.024$	12.95
$S_5 = S_4 \cdot W_{ng}$	$S_5 = 1.102 \cdot S_1 - 0.024 + 132.334 = 1.102 \cdot S_1 + 132.334$	145.326

$S_5 \le S_1 \cdot e^{(\mu_1\alpha_1+\mu_2\alpha_2)} \Rightarrow 145.326 \le 11.79 \cdot e^{2.512} = 145.36 \Longrightarrow$задоволувачка.

2.0. Периферна влечна сила и моторна моќ

Општата тангенцијална (периферна) движечка сила, т. е. максималната сила на движење која може да се пренесе на барабанот на транспортерот се проценува како разлика помеѓу стресовите на натоварената гранка и празната гранка:

$$W = W_{p.\max} = S_h - S_d + 0.05 \cdot (S_h - S_d) = S_5 - S_1 + 0.05 \cdot (S_5 - S_1) = 145.33$$
$$-11.79 + 0.05 \cdot (145.33 - 11.79) = 140.22(kN)$$

Моќ во вратилото на моторот за возење на транспортерот, земајќи го предвид корисниот принос на механичкиот пренос помеѓу електричниот мотор и барабанот $\eta = 0.80 \div 0.85$:

$$P = \frac{W \cdot v}{\eta} = \frac{140.22 \cdot 3.5}{0.85} = 577.38(kN)$$

Ние ја контролираме распределбата на моќта на моторот во барабаните 1 и 2 кои ги пренесуваат соодветните влечни сили до нив. За барабан 1 со агол на вратот $\alpha_1 = 160° = \pi \cdot \frac{160}{180} = 2.791(rad)$ за $\mu = 0.4$, со коефициент на влечење $e^{\mu\alpha} = e^{0.4 \cdot 2.791} = e^{1.116} = 3.053$ и влечната сила на неговата периферија еднаква на:

$$W_I = S_h \cdot \frac{e^{\mu\alpha} - 1}{e^{\mu\alpha}} = 145.33 \cdot \frac{3.053 - 1}{3.053} = 97.73(kN)$$

Влечната сила на периферијата на дрејверскиот барабан 2 е:

$$W_{II} = W - W_I = 140.22 - 97.73 = 42.49(kN)$$

Односот помеѓу затегнувачките сили на тапаните 1 и 2 е:

$$\frac{W_I}{W_{II}} = \frac{97.73}{42.49} = 2.30$$

т. е. по повод прифаќање на вредностите на аглите на вратот α_1, α_2 и коефициентот на триење при лизгање $\mu = 0.4$, првиот барабан пренесува 2,3 пати повеќе периферна влечна сила во споредба со вториот барабан.

2.1. Пресметка на противтежата или силата на стегачкиот уред за геометрискиот дијаграм на транспортерот прикажан на слика 5.3, силата на затегнување на уредот за стегање е еднаква на:

$$G_{kp} = S_1 + S_2 = 11.79 + 12.26 = 25.03(kN)$$

3.0. Пресметка на безбедносните елементи и дијаметарот на барабанот

3.1. Контрола на максималното дозволено свиткување на лентата помеѓу два ролни сета на оптоварената гранка; Контролирање на максимално дозволеното свивање на такта помеѓу два слога на рулети до оптоварената гранка

Неопходно е да се одреди минималната затегнувачка сила на лентата $S_{\min}$ на натоварената гранка со цел да се обезбеди дозволена флексија помеѓу два слога рулети на задржувачите (слика 5.4):

$$f_{\max} = g \cdot \frac{(q_{sh} + q_d) \cdot (\ell_r')^2}{8 \cdot S_{\min}} \le f_{lej} \qquad (5.17)$$

каде се: $f_{\max}$ Ова е максималната форма на свиткување на лентата, додека дозволеното свиткување на лентата помеѓу два носечки ролни сета (слика 5.4) се пресметува според изразот:

$f_{lej} = 0.02 \cdot \ell' = 0.02 \cdot 1.2 = 0.024(m)$

$\ell_r' = 1.2(m)$ е растојанието помеѓу задржувачите во натоварената гранка

S_{min} Тоа е минималната затегнувачка сила на оптоварената лента, потребна за свиткувањето да остане во дозволените граници, и се пресметува според изразот:

$S_{\min} \ge 5$ горе 10 $(q_{sh} + q_d) \cdot g \cdot \ell_r' \Rightarrow S_{\min} = 8 \cdot (13.95 + 241.11) \cdot 9.81 \cdot 1.2$

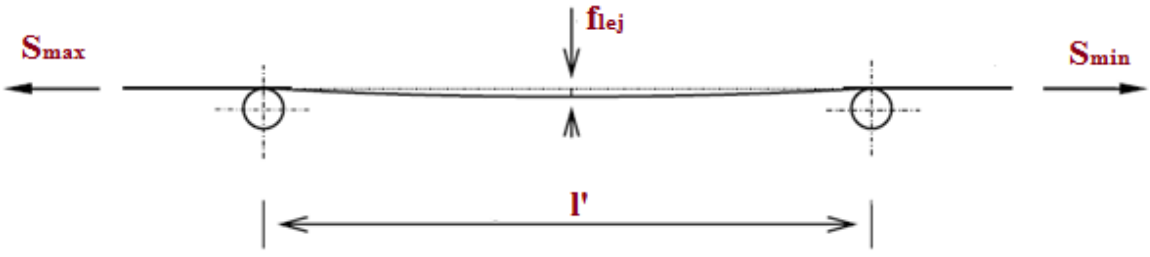
$\Rightarrow S_{\min} = 27023.10(kN)$

Заменувајќи ги горенаведените вредности во изразот (5.17)

$$f_{\max} = g \cdot \frac{(q_{sh} + q_d) \cdot (\ell_r')^2}{8 \cdot S_{\min}} \le f_{lej} = 9.81 \cdot \frac{\left(13.95 + 241.11 \cdot (1.2)^2\right)}{8 \cdot 27023.10} = \frac{3603.08}{216184.8} = 0.0166$$

Од ова произлегува исполнувањето на условот за максимално свиткување на транспортната лента помеѓу два ролера на оптоварената гранка:

$f_{\max} = 0.0166 \le f_{lej} = 0.024$



Слика 5.4: Виткање на шипката предизвикано од тежината на гумираната шипка и тежината на материјалот поставен на шипката

Figure 5.4: Bending of the belt caused by the weight of the rubber belt and the weight of the material placed on the belt

3.2. Проверка на коефициентот на безбедност на лентата:

Контролата на отпорноста на лентата на кршење (уништување) се врши со пресметување на коефициентот на безбедност:

$$k_s = \frac{B \cdot \sigma_k \cdot i}{S_{\max}} = \frac{1.6 \cdot 156912 \cdot 6}{145326} = 10.36 \geq k_{s(lej)} \geq 10$$

каде: i – е бројот на слоеви на пречката, во овој случај е i = 6,

$\sigma_k = 156912(N/m)$ – јачина на фрактура за EP бендот - 250 (табела 5.7),

$S_{\max} = S_h = 145336(N)$ – максималната сила или напрегање на контурата на лентата,

$B = 1600(mm) = 1.6(m)$ – прифатената ширина на лентата.

Состојба $k_s = 10.36 > 10 \Rightarrow$ Проверката на безбедноста на лентата ја задоволува состојбата.

3.3. Контрола на прифатениот број на слоеви во составот на лентата

$i = \frac{k_s \cdot S_{\max}}{B \cdot \sigma_k} + 1 = \frac{9.8 + 145326}{1.6 \cdot 156912} + 1 \cong 6.7 \Rightarrow$ Контролата на бараниот број на слоеви не го задоволува условот, па затоа претпоставуваме дека $i = 8$.

4.0. Контрола на дијаметарот на барабаните врз основа на критериумот на притисокот што се врши во ременот

Дијаметарот на барабанот (D_A) може да се пресмета според изразот:

$$D_A \geq \frac{W}{\mu} \cdot \frac{360}{B \cdot p_{lej} \cdot \pi \cdot \alpha} = \frac{140220}{0.4} \cdot \frac{360}{1.6 \cdot 1.1 \cdot 10^5 \cdot 3.14 \cdot 1.60} = \frac{50479200}{79580160} = 0.634(m)$$

т. е. прифатениот дијаметар на погонскиот барабан $D_A = 1.0(m) \geq 0.634(m)$ го задоволува условот.

Во горенаведените формули:

$D_A = 1000(mm)$ – е дијаметарот на барабанот,

$W = W_{p.\max} = 140220(N)$ – е влечната сила на периферијата на барабанот,

$B = 1800(mm) = 1.8(m)$ – е ширината на проверката на безбедноста на лентата која ја задоволува состојбата.

$\alpha = 160°$ – агол на опфаќање на лентата на погонскиот барабан 1

$\mu = 0.4$ – коефициентот на адхезија (пресретнување) помеѓу бендот и барабанот,

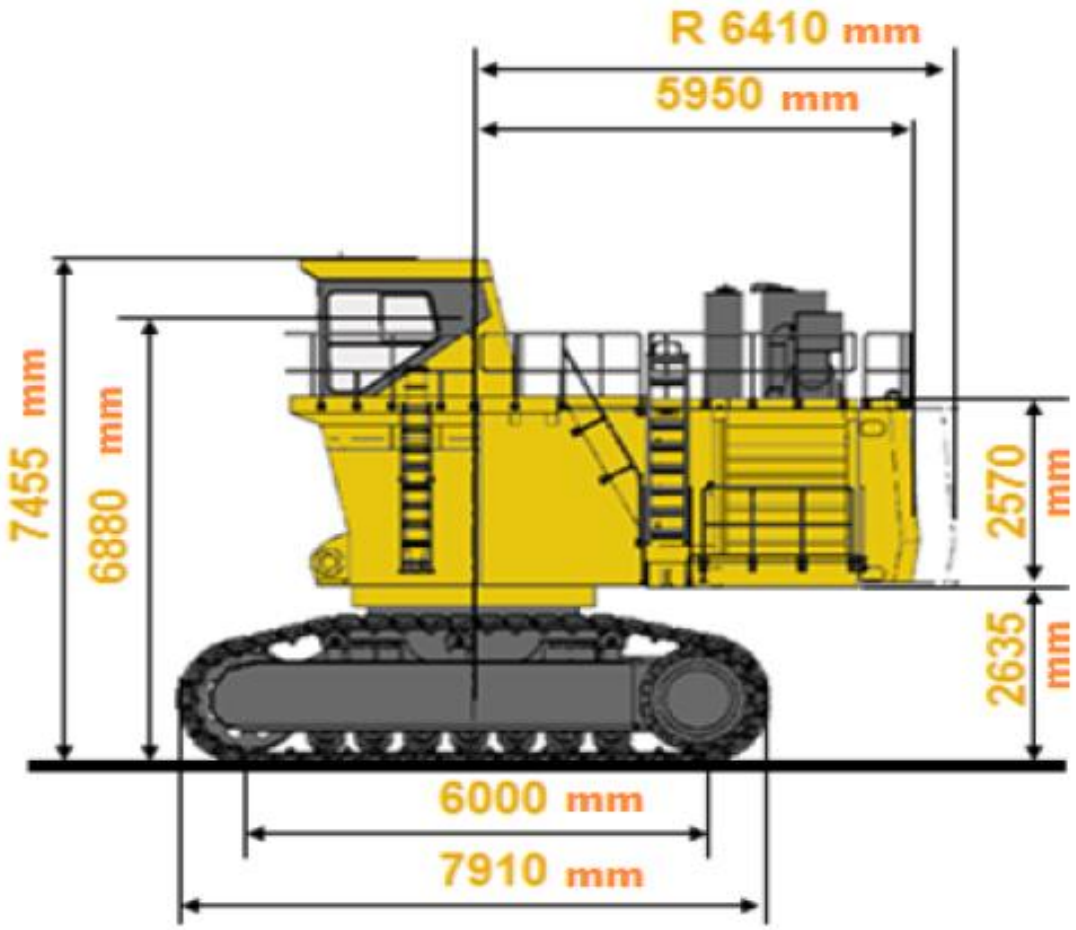
$p_{lej} = 1.1 \cdot 10^5 \left(N/m^2\right)$ – дозволениот површински притисок помеѓу барабанот и лентата, чија вредност за гумирани ленти се препорачува да се земе:

$p_{lej} = 0.1 \div 0.11(MPa) = 1 \div 1.1 \cdot 10^5 \left(N/m^2\right)$.

6. РЕЗУЛТАТИ

6.1. Резултати од моделирањето на техничките параметри

На депозитот на лигнит во полето Сибовц, наменет е да се примени систем за дисконтинуирана експлоатација (багер + камион) за отстранување на откривка и експлоатација на лигнит. За ископување на стерилни формации (жолта и сива глина), се планира да се користат багери за рударски работи од Е – К. моделот Komatsu Hydraulic PC-3000.Komatsu хидраулични рударски багери PC-3000) (слика 6.1). Овие модели на лопати со дизел мотори со основни димензии прикажани на слика 6.1 и главните технички карактеристики дадени во табела 6.1 нашле примена во рудниците за јаглен ширум светот.



Слика 6.1: Основни димензии на PC 3000 багер
Figure 6.1: Basic dimensions of the PC 3000 excavator

Табела 6.1: Технички карактеристики на хидрауличниот лопатен багер
Table 6.1: Technical characteristics of the hydraulic shovel excavator

Модели / Model	**PC 3000**
Волумен на кофата – *E* Bucket volume – *E*	16 $\left(m^3\right)$
Должина на стрелката – L_{sh} Arrow length – L_{sh}	6.0 (m)
Радиус на ископување – R_g Digging radius – R_g	16.2 (m)
Висина на ископување – H_g	14.1 (m)

Digging height – H_g	
Висина на празнење –H_{sh} Discharge height - H_{sh}	10.63 (m)
Радиус на празнење – R_{sh} Discharge radius – R_{sh}	11.8 (m)
Радиус на ископување на нивото на плоштадот на населбата – R_{gq} Excavation radius at parking area level – R_{gq}	15.6 (m)
Максимална сила на копање – F_g Maximum digging force –Fg	1066 (kN)
Моќ на моторот –P_m Engine power –P_m	900 (kW)
Теоретско времетраење на работниот циклус – t_c Theoretical duration of a work cycle – t_c	30 – 40 (s)

Основните работни параметри на камионот се: Носечкиот капацитет на камионот, $Q_k(t)$ е способноста на камионот да транспортира одредена маса на карпа.

Волуменот на каросеријата на камионот V_{ka} *(m^3)* е капацитетот за приспособување на одредена карпеста маса за транспорт, која се одредува со формулата:

$$V_{ka} = \frac{Q_k}{\rho_h \cdot K_m} = \frac{89.4}{1.7 \cdot 0.85} = 61.88 \cong 62 \ \left(m^3\right)$$

$V_{ka}-$ е геометрискиот волумен на купот во облик на конус, во $\left(m^3\right)$

$Q_k = 89.4 \ (t) -$ е номиналната носивост на камионот,

$\rho_h = 1.7 \ \left(t/m^3\right) -$ фрланата волуменска маса на карпестата маса на покривката,

$K_m = (0.75 - 0.95) = 0.85 -$ е коефициентот на полнење на каросеријата на камионот.

Камионот, исто така, се стекнува под услов дека потребниот број на кофи за багер за товарење на каросеријата на камионот:

$$n_k = \frac{V_{ka}}{E} \approx (4 \div 6) \Rightarrow n_k = \frac{64.2}{16} = 4.012 \approx 4 \ (\text{кофи})$$

каде: $V_{ka} = 64.2 \ \left(m^3\right) -$ е номиналниот волумен на телото на избраниот камион,

$E = 16 \ \left(m^3\right) -$ е волуменот на материјалот поставен во кофата на багерот.

За транспорт на планираното годишно производство на откривка го избравме камионот на моделот CATERPILLAR 775G прикажан на слика 6.2 и со техничките податоци претставени во табела 6.2. Бројот, како и работната технологија на саморастоварните камиони ќе бидат утврдени подоцна.

Слика 6.2: Камион Caterpillar 777G
Figure 6.2: Caterpillar truck 777G

Табела 6.2: Технички карактеристики на камионот за саморастовар:
Table 6.2: Technical Characteristics of the Self-Dumping Truck:

Модел на камион / Truck model	**CATERPILLAR 777 G**
Носивост (носивост) на камионот – Q_k Truck load capacity – Q_k	89.4 *(t)*
Инсталирана моќ *P* Installed power *P*	765 *(kW)*
Лична мерка на камионот M_v The truck's own mass M_v	68.09 *(t)*
Максимална брзина на движење - v_{max}	64.5 *(км/ч)*

Maximum movement speed – v_{max}	
Волумен на каросеријата на камионот - V_{Ha} Truck body volume – V_{ka}	64,2 *(м³)*
Ширина на камионот – B_k Truck width – B_k	6.2 *[m]*
Висина на камионот – H_k Height of the truck – H_k	5.2 *[m]*
Должина на камионот – L_k Truck length – L_k	10.54 *[м]*

6.1.1. Верификација на продуктивноста на моделот на багер: P C 3000

Вредностите прелиминарно се усвојуваат како што следува:

$K_m = 0.85$ – коефициентот на полнење на кофата на багерот (лопата)

$K_{sh(m)} = 1.55,\ K_{sh(q)} = 1.7$ – коефициент на растресливост на покривниот материјал и јаглен,

$K_k^h = 0.9;\ \mathrm{T}_h = 1h$ – коефициент на искористување на времето во часови и временски периоди,

$K_k^{nd} = 0.7;\ \mathrm{T}_{nd} = 8$ – коефициент на време користено во смената и времетраењето на смената (h),

$K_k^d = 0.8;\ \mathrm{T}_d = 24$ – коефициент на искористено време на ден и времетраење на денот (h),

$K_k^m = 0.65;\ \mathrm{T}_m = 720$ – коефициент на искористување на времето во месеци и времетраење на месеци (h),

$K_k^v = 0.5;\ \mathrm{T}_v = 8760$ – коефициент на искористување на времето во годината и времетраењето на годината (h).

K_k – Тоа е коефициент кој се користи за да се дефинира ефективното работно време на багер (или камион) во временски интервал: во часови, во смени, во денови, во месеци и во години.

Производството на багери со една кофа се утврдува со земање предвид на главните фактори на работната средина, техничко-технолошките на работниот фронт и кинематички-конструктивните фактори на багерот, како што се: геомеханичките својства на карпестите материјали кои се ископуваат, обликот и геометриските димензии на експлоатациските фронтови, градежните карактеристики на работното тело и самиот багер, нивото на организација на рударскиот процес итн.

(i) Теоретска продуктивност на багер

Теоретската продуктивност на хидрауличните багери со кофа е функција на кинематички-конструктивните карактеристики, соодветно времетраењето на работниот циклус и геометрискиот волумен на кофата на багерот и се одредува со изразот:

$$Q_{teo} = 60 \cdot n_c \cdot E = \frac{3600 \cdot E}{T_{tc}} = 3600 \cdot \frac{16}{35} = 1645.72 \left[m^3/h \ \textit{растресит материјал} \right]$$

каде: Q_{teo} е теоретскиот излез на багерот на час,

$E_{kov} = 16.0 \left(m^3 \right)$ е геометрискиот волумен или волуметрискиот капацитет на кофата во m^3,

$n_c -$ бројот на работни циклуси во минута кој е дефиниран со соодносот:

$$n_c = \frac{60}{T_{ct}} = \frac{60}{35} = 1.71,$$

$T_{tc} = 35(\text{sec})$ Тоа е теоретското времетраење на работниот циклус, зависи од волуменот на кофата на багерот.

(ii) Техничко производство на багери

Со цел да се утврди техничката изработка во формулата за пресметување на теоретската изработка, во прилог на волуменот на кофата и времетраењето на работниот циклус, карактеристиките на материјалот кој се натоварува и техниката на полнење мора да бидат вклучени, кои се изразени преку коефициентот на полнење на кофата $\left(K_m \right)$, коефициентот на растресливост на материјалот $\left(K_{sh} \right)$ и коефициентот на работните услови $\left(K_0 \right)$. Тогаш горната формула ја добива формата на:

$$Q_{tek} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_m \cdot T_{tc} \cdot K_0}{K_{sh} \cdot T_c} = Q_{teo} \cdot \frac{K_m \cdot T_{tc} \cdot K_0}{K_{sh} \cdot T} = 1645.72 \cdot \frac{0.85 \cdot 35 \cdot 0.7}{1.55 \cdot 42}$$

$$= 526.5 \left[m^3/h \ \text{in-situ} \right]$$

каде: Q_{ef} е ефективното производство или ефективниот капацитет на багерот во рок од неколку часа,

$K_m = 0.85$ е коефициентот на полнење на кофата на багерот,

$K_{sh} = 1.55$ е коефициентот на растресливост на ископаниот покривен материјал,

$K_0 = 0.7$ е оперативен коефициент за просечни работни услови,

T_c е вистинското времетраење на работниот циклус зголемено за да 20% се земат предвид точните вредности на ротацијата, ископувањето и времето на растовар, т. е. $T_c = 1.2 \cdot T_d = 1.2 \cdot 35 = 42$ (sec).

Коефициент на искористување на кофата на багерот:

$$K_{ke} = \frac{K_m}{K_{sh}} = \frac{0.85}{1.55} = 0.548$$

(iii) Искористување на (ефективна) продуктивност на багер

Во случај на проценка на капацитетот за искористување, треба да се земат предвид и организациските карактеристики на технолошкиот процес на ископување и оптоварување на ископаната карпеста формација, кои се изразени преку коефициентот на искористување на времето во чиста работа (K_k). Овој коефициент зависи од работниот временски период (T) за кој се врши евалуацијата на продуктивноста на искористување и затоа колку е подолг работниот временски период на багерот, коефициентот на искористување на времето природно ќе има пониски вредности, бидејќи мора да се земат предвид загубите на време за подготовка на багер за работа, управување, преместување на багер и можни прекини во работата поради промена на транспортните средства итн. Така, ефективното производство на багер со една кофа е:

- Продуктивност на временско користење:

$$Q_{shf}^h = Q_{tek} \cdot K_k^h \cdot T_h = 480 \cdot 0.9 \cdot 1 = 432 \left[m^3/h, \text{ mat. in-situ} \right]$$

каде: K_k^h – коефициентот на искористување на времето за ефективна работа на багерот,

T_h – времетраењето на смената.

- Продуктивност на искористување при префрлување на багер:

$$Q_{shf}^{nd} = Q_{tek} \cdot K_k^{nd} \cdot T_{nd} = 480 \cdot 0.7 \cdot 8 = 2688, \left[m^3 \text{ / } nd, \text{ m.sh.} \right]$$

Каде: K_k^{nd} е коефициент на искористување на смената,

T_h – времетраењето на смената.

- Дневна продуктивност на користење:

$$Q_{shf}^d = Q_{tek} \cdot K_k^d \cdot T_d = 480 \cdot 0.8 \cdot 24 = 9216 \left[m^3 \text{ / ден, рм.} \right]$$

Каде K_k^d - коефициентот на дневна употреба,

T_d - должината на денот.

- Месечна искористена продуктивност:

$$Q_{sh}^m = Q_{tek} \cdot K_k^m \cdot T_m = 480 \cdot 0.65 \cdot 720 = 224640 \left[m^3 \text{ / месец, рм.} \right]$$

каде: K_k^m е месечниот коефициент на искористување,

T_m е ефективното работно време во текот на месецот.

- Годишна продуктивност на *користење:*

$$Q_{sh}^{v} = Q_{tek} \cdot K_{k}^{v} \cdot T_{v} = 480 \cdot 0.5 \cdot 8760 = 2102400 \left[m^3 \text{ / } \textit{година}, \text{ рм.} \right]$$

Каде: K_k^v е годишната стапка на искористување

T_v е ефективното работно време на багерот во текот на годината.

- Ефективното работно време на багерот $\left(T_{p(ef)}\right)$ во рок од една година е:

$$T_{p(ef)} = T_{ka} \cdot K_{sh(e)} = 8700 \cdot 0.5 = 4380 \ (h)$$

каде: $T_{ka} = 8760 \ (h)$ *е календарската должина на годината* (h),

$K_{sh(e)} = 0.5$ *е коефициентот на искористување на времето на багерот во ефикасно ископување - товарна работа.*

- Волуменот на материјалот поставен во кофата на багер е:

$$E_m = E \cdot K_m \cdot K_{ngj} = 16 \cdot 0.85 \cdot 0.87 = 11.83 \left(m^3 \right)$$

Во оваа формула:

K_{ngj} – Коефициентот на зацврстување на ископаниот материјал во кофата на багер кој се пресметува како однос помеѓу коефициентот на растресливост на материјалот во купот или во каросеријата на камионот и во кофата на багерот, чии вредности може да се земат како водич:

$K_{ngj} = 0.4$ – за јаглен

$K_{ngj} = 0.87$ – за меки карпи

6.2. Техно–економски показатели

Дисконтинуираниот систем претставува напреден систем во површинската експлоатација на јаглен селективно, бидејќи тоа овозможува да се оддели јагленот од стерилните вметнувања во слојот на јаглен. Потребната ширина на работната површина произлегува од претпоставката дека транспортот на материјалот ќе биде организиран на таков начин што на најкраткиот пат ќе се транспортира до опремата за обработка или до магацинот. За оваа цел, камионот за саморастоварување ќе го транспортира извлечениот минерал до преработувачките постројки со малку движење со неколку кружни вртења и малку по еднонасочен или двонасочен пат. Берма, како и ширината на работното место мора да исполнуваат одредени критериуми кои ќе бидат испитани во овој момент.

Потребно е да се потврдат избраните основни конструктивни елементи на стапката на искористување дадени во вертикалната шема и плановите на слика 6.3. За верификација на опремата и геометријата на скалата за искористување, се направени следниве претпоставки:

- Висина на етажата $= 10m$.
- Агол на страничен наклон $\alpha = 70°$
- Минимален простор помеѓу камионот и безбедното место $= 4.5m$.

- Ископувањето на карпестиот материјал на нивото на етажата е предвидено да се изврши со хидраулични багери од моделот PC 3000 со техничките карактеристики дадени во табела 6.1.
- Ширина на камионот $B_k = 6.2m$.

Растојанието од горниот раб на долните скали до камионот се прифаќа да биде 6.5(m) и бидејќи камионот има ширина од $6.2(m)$, растојанието од неговата оска до горниот раб на скалите е $D_k = 9.6(m)$. Растојанието помеѓу оската на камионот и оската на багерот е $D_{a(k-e)} = 12(m)$. Максималната и минималната висина на ископувањето на багерот е:

$$H_{g(\max)} = 14.1m,\ H_{g(\min)} = 10.8m$$

кои се поголеми од висината на етажата $10(m)$. Така багерот може да успее да ископа до врвот на падината на скалите.

Во следново, правиме некои контролни пресметки земајќи ги предвид другите димензии, така што максималниот радиус на ископување на $(R_{g(\max)})$ багерот е:

$$R_{g(\max)} = 16.2m$$

излегува дека аголот на наклон на скалите, кој може да се формира (слика 6.3) е еднаков:

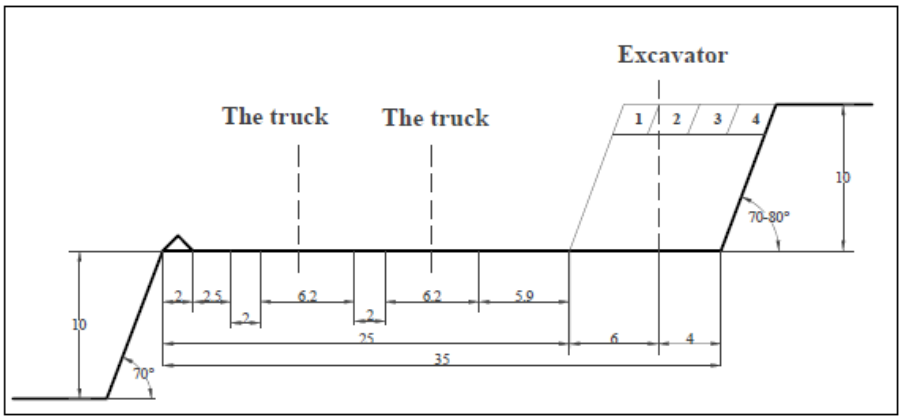
$$\textit{Наклон на падината} = \tan^{-1}\frac{H_{sh}}{R_g - D_{a(k-e)}} = \tan^{-1}\frac{10}{16.2-12} = 67.13°$$

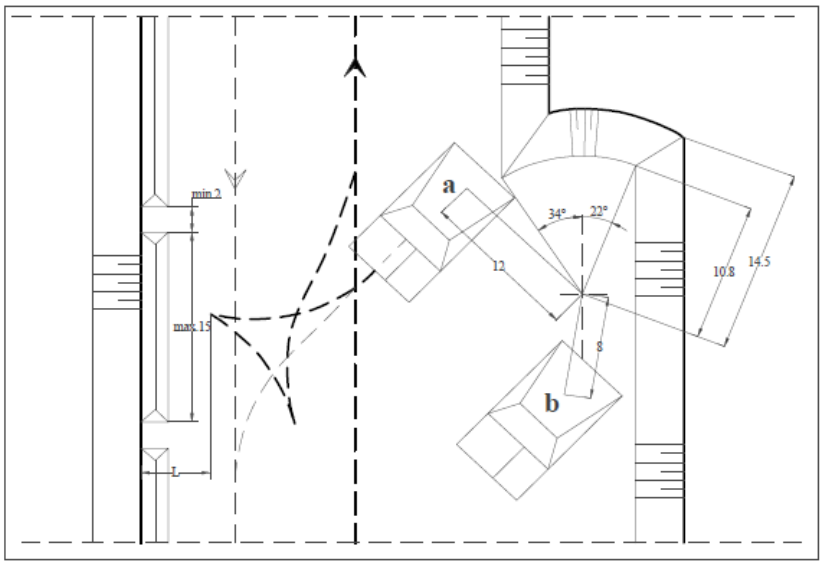
Така багерот лесно може да ја ископа падината на етажата под аголот $70°$.

Максималниот опсег на нивото на багерот (R_{gq}) е:

$$R_{gq} = 15.6\ m$$

Прифатената ширина на транзитната работна платформа $S = 35(m)$ ја задоволува потребната ширина на камионот според критериумот за странично маневрирање на транспортните средства до местото на товарење.





Слика 6.3: Вертикален пресек и планови за скала за користење на модел PC 3000 хидрауличен багер

Figure 6.3: View of the Vertical Cross-Section and Plan for the Working Bench of the Hydraulic Excavator model PC 3000

a,b - се позициите на камионот, h = 1 (m) е висината на празнењето на кофата од каросеријата на камионот, l = 1 (m) е слободниот простор помеѓу најоддалеченият дел на багер и страничниот наклон на скалата кога е стабилна и без прекини, L = 5 (m) минималното растојание на багер и камион од наклонот на скалата кога е стабилна, но исто така и без прекини

Ширината на блокот на багер се одредува според формулата:

$$B_b = R_{gq}\left(\sin\varphi_1 + \sin\varphi_0\right) = 15.6\left(\sin 22^0 + \sin 34^0\right) = 14.6 \ (m)$$

каде: $\varphi_1 = 34°$ е аголот на ротација на багерот во насока на камионот,

$\varphi_0 = 22°$ Тоа е аголот на ротација на багерот во насока на карпестиот масив.

6.2.1. Верификација на параметрите за транспорт на камиони

Волуменот на материјалот што се става во кофата на багер за време на ископувањето - товарење со хидрауличен багер на модел PC 3000:

$$V_{ke} = E \cdot K_m = 16 \cdot 0.85 = 13.6 \ \left(m^3, \text{ рм.}\right)$$

Масата на материјалот поставен во кофата на багерот,

$$q_{ke} = E \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot \rho_{mf} = 16 \cdot \frac{0.85}{1.55} \cdot 1.75 = 15.35\left(t\right)$$

Масата на материјалот поставен во каросеријата на камионот се пресметува според формулата:

$$M_{ka} = n_{ke} \cdot q_{ke} = 4 \cdot 15.35 = 61.24(t)$$

Волуменот на материјалот поставен на каросеријата на камионот се пресметува според формулата:

$$V_{ka} = n_{ke} \cdot V_{ke} \cdot K_m = 4 \cdot 13.6 \cdot 0.85 = 46.24 \ (m^3, \text{ рм.})$$

Вистинската носивост (тежина) на камионот (Q_{fk}) мора да биде еднаква или поголема од масата на материјалот кој се транспортира и пресметува со помош на формулата*:*

$$Q_{fk} = V_{ka} \cdot \rho_{mf} = 46.24 \cdot 1.75 = 80.92(t)$$

Во горенаведените формули се:

$E = 16(m^3) -$ волумен на кофата на багерот,

$n_{ke} = 4$ е бројот на кофи за багер потребни за полнење на каросеријата на камионот,

$\rho_{mf} = 1.75(t/m^3) -$ волуменската маса на материјалот во својата природна состојба недопрена или во карпест масив,

$K_m = 0.85$ е коефициентот на полнење на кофата на багерот, кој зависи од работните услови и градежните карактеристики на багерот-товарачот,

$K_{sh} = 1.55$ е коефициентот на растресливост на глинените формации на покривката.

$Q_{fk} = 80.92(t)$ е вистинската (реална) носивост на камионот.

Врз основа на вистинската носивост на камионот (Q_{fk}) и номиналната носивост (Q_{nk}), вредноста на коефициентот на искористување на носивоста на камионот може да се одреди:

$$K_{sh(ab)} = \frac{Q_{fk}}{Q_{nk}} = \frac{80.92}{89.4} = 0.91 = 91(\%)$$

Додека коефициентот на искористување на волуменот на каросеријата на камионот $\left(K_{v(ka)}\right)$ се одредува според формулата:

$$K_{v(ka)} = \frac{n_k \cdot V_{ke} \cdot K_m}{V_{n(ka)}} = \frac{4 \cdot 13.6 \cdot 0.85}{64.2} = \frac{46.24}{64.2} = 0.72 = 72(\%)$$

Каде: $V_{ka(n)} = 64.2(m^3)$ е номиналниот волумен на каросерија на избраниот камион.

6.2.2. Отпор на движење на камионот и нивната пресметка

Кога камионот се движи низ транспортните патишта, покрај притисокот што го врши на подножјето на патот, тој исто така наидува на различни отпори кои се

спротивставуваат на движењето и со цел да се обезбеди понатамошно движење неопходно е да се издржат сите својствени отпори. Ова значи дека во случај на движење на камионот, влечната сила се троши за справување со основните (отпор на тркалата и отпорот на воздушната струја) и комплементарните (отпор предизвикан од наклонот на патот, отпорот поради кривините и отпорот од масовната инерција). Со други зборови, за да се реализира движењето на камионот, потребен е следниот услов:

$$F_t \geq W_p \qquad (6.1)$$

Каде:

F_t – е ефективната влечна сила (kN)

W_p – е општиот отпор (kN)

Вкупниот (повеќекратен) отпор на камионот е дефиниран на следниов начин:

$$W_p = W_b + W_{p\ell} \qquad (6.2)$$

Каде**:** W_b е основниот отпор кој е збир од два постојани отпори:

$$W_b = W_{rr} + W_a \qquad (6.3)$$

Каде:

W_{rr} – отпор на тркалање (тоа е последица на триење во лежиштата, деформација на тркалата и самиот пат низ кој се движи),

W_a – аеродинамичен отпор (зависи од профилот и димензиите на возилото и брзината на воздушниот проток),

$W_{p\ell}$ – комплементарен отпор, кој претставува збир од трите привремени отпори:

$$W_{p\ell} = \pm W_i + W_{kth} \pm W_{in} \qquad (6.4)$$

Каде:

W_i – отпор поради наклонот на патот,

W_k – отпор од кривините на патот,

W_{in} – отпор од инерцијата на масите (се јавува за време на промената на брзината на движење, а со тоа и за време на движењето од состојба на мирување или отпор од потребата за кочење).

Врз основа на сето горенаведено, вкупниот отпор е:

$$F_t = W_p = W_{rr} + W_a \pm W_i + W_{kth} \pm W_{in} \ \left[kN\right] \qquad (6.5)$$

За полесна пресметка и за помали бројки, повеќекратната сила на отпорот, исто така може да се пресмета преку специфични дефинирани отпори во (N/kN) кои се 1000 пати поголеми од коефициентите кои ги заменуваат. Со други зборови, специфичниот отпор на движење $\omega\left[N/kN\right]$ го претставува односот на силата на отпорот $W\left[N\right]$ со тежината на камионот $G = m_a \cdot g \ \left[kN\right]$. Во следниве се дава начинот на индивидуално определување на основните и комплементарните отпори:

(А) Отпор на тркалање на тркалата на камионот W_{rr}

$$W_{rr} = G_{pk} \cdot \omega_{rr} \ [N] \qquad (6.6)$$

Каде:

G_{pk} е вкупната тежина на целиот камион со коефициент на полнење $K_m = 0.85$

$$G_{pk} = \left(M_{vk} + V_{ka} \cdot \rho \cdot K_m\right) \cdot g = \left(68.09 + 64.2 \cdot 1.75 \cdot 0.85\right) \cdot 9.81 = 1604.8 \ \left(kN\right)$$

Каде:

$M_{vk} = 68.09 \ \left(t\right)$ е личната маса на камионот (табела 6.2),

$V_{ka} = 64.2 \ \left(m^3\right)$ е волуменот на каросеријата на камионот (табела 6.2),

$\rho = 1.75 \ \left(t/m^3\right)$ е волуменската маса во состојбата in-situ на покривните формации,

$\omega_{rr} = 1000 \cdot f \left(N/kN\right)$ е специфичен отпор на превртување,

каде: $1000 \cdot f$ е специфичниот отпор на тркалата преку патот,

$f = 0.02$ коефициентот на отпор на тркалање за подножјето на патот од макадам, кој е преземен од табела 6.3.

Табела 6.3: Основни специфични вредности на отпорот и коефициентот на отпорност при превртување

Table 6.3: Basic Values of Specific Resistance and Rolling Resistance Coefficient

Вид на автомобилски пат и неговата покривка **The type of road and its cover**	**Специфичен основен отпор** **Specific base resistance** $\omega_{rr}\left(\frac{N}{kN}\right)$	**Коефициент на отпор на тркалање** f **Rolling resistance coefficient**
Главни транспортни патишта Main covered transportation routes - *Од бетон, асфалт-бетон* - *Изработен од баласт, чакал со обработка на материјалот за врзување* - Made of concrete, asphalt concrete - Made of gravel, crushed stone with binder treatment	15 20÷25	0,015 0.020÷0.025
Патишта на фронтовите на експлоатација Roads at the working (exploitation) faces - *Во карпестите формации* - *Во фрагментирани формации* - In rocky formations - In loose formations	40÷50 60÷60 6060	0,040 0,050
Патишта во имотите		

Roads on stockpiles - *Во карпестите формации* - *Во фрагментирани формации* - In rocky formations - In loose formations	60÷80 6080 60 60 60 60 100÷150	0.060÷0.080 0.100÷0.150

Тогаш отпорот на превртување за полни камиони е:

$$W_{rr} = 1000 \cdot G_{pk} \cdot f \ [N] = G_{pk} \cdot f \ [kN] = 1604.8 \cdot 0.02 = 32.01 \ [kN]$$

Отпорот за празни камиони е еднаков:

$$W_{rr(b)} = M_{vk} \cdot f \ \cdot \mathrm{g} = 68.09 \cdot 0.02 \cdot 9.81 = 13.36 \ [kN]$$

Табела 6.3 покажува дека специфичниот основен отпор на движењето зависи од видот, квалитетот и состојбата на патиштата. Во пресметката се користат просечните вредности на специфичниот отпор ω_{rr} или коефициентот на отпор на движење f.

(Б) Отпорот на протек на амбиентниот воздух, W_a кој зависи од обликот и големината на камионот, како и од брзината на движење, се одредува според формулата:

$$W_a = K_a \cdot A \cdot v^2 = 0.6 \cdot 29 \cdot 17.92^2 = 5587.60 \ [N] = 5.59 \ [kN]$$

каде

C_a – е коефициентот на притисок на воздухот или коефициентот на проток на воздухот (зависи од обликот на предниот дел на камионот) кој за транспорт во кариери е прифатен: $C = 0.59 \div 0.78 \left(\frac{N \cdot s^2}{m^4} \right)$

$A = 0.9 \cdot B_k \cdot H_k = 0.9 \cdot 6.2 \cdot 5.2 = 29 \ \left[m^2 \right]$ е предната површина на камионот,

$B_k = 6.2 [m]$ е ширината на камионот (табела 6.2),

$H_k = 5.2 [m]$ е висината на камионот,

$v = 64.5 \ [km/h] = \frac{64.5}{3.6} [m/s] = 17.91 [m/s]$ е брзината на движење на камионот.

(В) Отпорот од наклонот на автомобилскиот пат е $W_i [N]$ еднаков на компонентата која делува паралелно со подножјето на патот и се одредува како функција од тежината на камионот G и надолжниот наклон на патот:

$$W_i = \pm G_p \cdot \omega_i \ [N] \qquad (6.7)$$

каде е: G_{pk} – вкупната тежина на камионот, $[kN]$.

ω_i – специфичен отпор поради наклонот $\left[\frac{N}{kN} \right]$ или $[\%]$.

Отпорот што е предизвикан од компонентата $G \cdot \sin\alpha$ паралелна на површината на патот со наклон α хоризонтала, како резултат на движењето на возилото по патот со наклон е:

$W_i = G_p \cdot \sin\alpha = -G \cdot i = -1604.8 \cdot 0.01 = -16.05\left[kN\right]-$ *за камиони кои целосно опаѓаат,*

$W_i = +G_{vk} \cdot i = M_{vk} \cdot g \cdot i = 68.09 \cdot 9.81 \cdot 0.1 = 66.8\left[kN\right]-$ *за празни камиони на искачувањето.*

Бидејќи, за мали агли, се применува $\sin\alpha \cong tg\alpha = i -$ кога знакот "+" се зема за движење нагоре (нагорнина) и за "–" движење надолу (надолу), ние прифаќаме $i = 10\left[\%\right]$.

(Г) Отпорот од кривини на патот $W_{kth}\left[N\right]$ се одредува со изразот:

$$W_{kth} = G_{pk} \cdot \omega_{kth} \ \left[N\right] \qquad (6.8)$$

каде е: ω_k – дополнителниот специфичен отпор од свиоците кој е грубо дефиниран со изразите:

$$\omega_{kth} = 1000 \cdot f_{kth} = 0.03 \cdot \frac{200 - R_{kth}}{200} = 0.03 \cdot \frac{200 - 15.50}{200} = 0.0276\left[\frac{N}{kN}\right]$$

R_{kth} е радиусот на пресврт на платата $\left[m\right]$, кој се одредува според формулата:

$$R_{kth} = \frac{v^2}{\sqrt{g \cdot \left(f_1 \pm i_1\right)}} = \frac{5.8^2}{\sqrt{9.81 \cdot \left(0.18 + 0.3\right)}} = \frac{3364}{2.17} = 15.50 \ \left[m\right]$$

Каде се тие:

$v = \left(20 \div 25\right)\left(\frac{km}{h}\right) = \left(5.55 \div 6.44\right)\left(\frac{m}{s}\right) = 5.8\left(\frac{m}{s}\right)$ е брзината на движење на камионот, прифатена, на ориентациски начин, преку квадратот на скалата на багерот,

$f_1 = \left(0.16 \div 0.2\right) = 0.18$ е коефициентот на отпорност на странично поместување на камионот,

$i_1 = \left(2 \div 6\right)\left(\%\right) = \left(0.02 \div 0.06\right) = 0.3$ е попречната падина на патот, целосна и празна.

Потоа, со примена на формулата (68), отпорот произведен од кривините на патот се добива:

$W_{kth(plotë)} = G_{pk} \cdot \omega_{kth} = 1604.8 \cdot 0.0276 = 44.29 \ \left[kN\right]$

$W_{kth(bosh)} = G_{vk} \cdot \omega_{kth} = M_{vk} \cdot g \cdot i = 68.09 \cdot 9.81 \cdot 0.0276 = 18.44 \ \left[kN\right]$

(Д) Отпорот од инерцијата на масите W_{in}, е силата на отпор која произлегува од инерцијата на масите кои ротираат на камионот во случај на запирање со кочење и тргнување од местото на камионот, како и за време на промена на брзините, додека се пресметува како:

$$W_{in} = G_{pk} \cdot \omega_{in} \left[N\right] = G_{pk} \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a}{g} \ \left[kN\right] \qquad (6.9)$$

каде е: ω_{in} – специфичниот отпор од инерцијата на масите

$$\omega_{in} = \frac{1000}{g} \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{dv}{dt} = 1000 \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a}{g} \ \left[\frac{N}{kN}\right]$$

ε – Коефициентот на инерција на тркалачките маси, кој за камиони со хидромеханички пренос на енергија е прифатен:

$\varepsilon = 0.01 \div 0.03$ – за полни камиони

$\varepsilon = 0.085 \div 0.07$ – за празни саморастоварни камиони.

Додека за камиони со пренос на електрична енергија $\varepsilon = 0.1 \div 0.15$.

a, a_f – е забрзувањето и забавувањето на камионот, $\left[\frac{m}{s^2}\right]$ и е потребно

$a = 0.5 \left[\frac{m}{s^2}\right]$ – до заминувањето од местото на камионот,

$a_f = 1.5 \left[\frac{m}{s^2}\right]$ – до забавување со кочење на камионот.

Специфичен отпор на инерција $\omega_{in} \left[\frac{N}{kN}\right]$ е $\left(+\right)$ означен за забрзано движење и $\left(-\right)$ за забавено движење. Затоа, имаме отпори на инерција како што следува:

- За време на заминувањето од местото на полн камион:

$$W_{in(p)} = G_{kp} \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a}{g} = 1604.8 \cdot \left(1+0.03\right) \cdot \frac{0.5}{9.81} = 84.25 \ \left[kN\right],$$

- За време на целосното застанување на камионот:

$$W_{in(p)} = G_{kp} \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a_f}{g} = 1604.8 \cdot \left(1+0.03\right) \cdot \frac{1.5}{9.81} = 252.74 \ \left[kN\right],$$

- Кога го напуштате празното место за камиони:

$$W_{in(b)} = M_{vk} \cdot g \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a}{g} = 68.09 \cdot \left(1+0.075\right) \cdot 0.5 = 36.60 \ \left[kN\right],$$

- За време на забавувањето на празниот камион:

$$W_{in(b)} = M_{vk} \cdot g \cdot \left(1+\varepsilon\right) \cdot \frac{a_f}{g} = 68.09 \cdot \left(1+0.075\right) \cdot 1.5 = 109.79 \ \left[kN\right],$$

Затоа, формулата за пресметување на силата на износот на отпор на движењето на полни и празни камиони за секој карактеристичен сектор на патната пруга преку специфични отпори е:

$$\sum W = W_p = W_{rr} + W_a + W_i + W_{kth} + W_{in} = G_{pk} \cdot \omega_{rr} \pm G_{pk} \cdot \omega_i + G_{pk} \cdot \omega_{kth} + W_a \pm G_{pk} \cdot \omega_{in} = G_{pk} \cdot \left(\omega_{rr} \pm \omega_i + \omega_{kth} + \omega_{in}\right) + W_a \ \left[kN\right] \qquad (6.10)$$

Со која тежината се заменува во kN, а специфичните отпори во $\left[\frac{N}{kN}\right]$ цели броеви.

Со поставување на пресметаните вредности во равенката (6.10) се добива вредноста на вкупниот отпор на движењето на камионот:

$\sum W = W_p = 32.01 + 5.59 - 16.8 + 44.29 + 84.25 = 149.34\ [kN]-$ за полни камиони.

$\sum W = W_b = 13.35 + 5.59 + 66.8 + 18.44 + 84.25 = 188.43\ [kN]-$ за празни камиони.

6.2.3. Пресметување на техничката брзина на движење на камионите

Теоретската брзина на камионот е максималната брзина на камионот која може да ја постигне земајќи ја предвид масата на товарот, техничките карактеристики на камионот и отпорите кои се спротивставуваат на движењето на камионот, опишани и пресметани погоре. Затоа, за старт на камионот, мора да се исполнат следните три услови:

А) $F_t > W_p$ – Влечната сила на периферијата на тркалата мора да биде поголема од збирот на отпорите.

Б) $F_a > F_t$ – Адхезивната сила мора да биде поголема од затегнувачката сила.

В) $v_{st} \geq v_r$ – Безбедната брзина на камионот мора да биде поголема или еднаква на вистинската.

Првите два услови можат да се изразат преку билатерална нееднаквост на следниов начин:

$$F_a > F_t > W_p \qquad (6.11)$$

каде:

F_a ја претставува атеистичката влечечка сила на камионот, kN во, која мора да биде поголема од влечната сила $\left(F_a > F_t\right)$,

F_t ја претставува максималната ефективна влечна сила на камионот која моторот ја пренесува на активните тркала, и kN која е функција на условите на прилепување на тркалата кон патот, т. е.:

$$F_{t(\max)} \leq 1000 \cdot G_a \cdot \psi\ [N] \qquad (6.12)$$

Каде: G_a ја претставува прилепената тежина на камионот во kN, која за инженерски пресметки се зема како функција на личната тежина на камионот и тоа како:

$G_a = 0.76 \cdot G_{pk}$ – за целиот камион

$G_{ab} = 0.76 \cdot G_{vk}$ – за празниот камион

Каде: G_{pk}, G_{vk} – вкупната тежина на камионот, соодветно.

ψ – Тоа е коефициентот на адхезија (пресек) на покривалото на патот, кој зависи од серија фактори како што се: видот на патната покривка (за транспорт во површински копови, патиштата обично се со тврда или мека покривка, што значи дека се изградени од бетон, калдрма, чакал, земја итн.) и видот на тркалата на камионите, прифатлив $\psi = 0.5 -$ е за калдрмиса.

Силата на адхезија е:

$F_a = G_a \cdot \psi = 0.76 \cdot G_{pk} \cdot \psi = 0.76 \cdot 1604.8 \cdot 0.5 = 609.82 \ (kN) -$ за полни камиони,

$F_{ab} = G_{ab} \cdot \psi = 0.76 \cdot G_{vk} \cdot \psi = 0.76 \cdot 667.96 \cdot 0.5 = 253.82 \ (kN) -$ за празни камиони.

Ефективната влечна сила која моторот ја пренесува на периферијата на активните тркала, која е потребна за да се справи со сите отпори кои се спротивставуваат на движењето на камионот, мора да се претпостави дека е барем 10 % поголема од општиот отпор:

$F_{tk} = 1.1 \cdot W_p = 1.1 \cdot 149.25 = 164.29 \ (kN) -$ Во случај на полни камиони

$F_{tb} = 1.1 \cdot W_p = 1.1 \cdot 188.43 = 207.27 \ (kN)$

Ги проверуваме првите два услови за реализација на движењето на камионот:

Врз основа на резултатите добиени со пресметка, се добива дека:

$$F_a > F_t > W_p \Rightarrow (609.82 > 164.8 > 42.05)$$

Како резултат на тоа, двата потребни услови за движење на камионот се исполнети.

Техничката брзина на движење на избраниот камион која одговара на прифатената влечна сила се одредува според емпириската формула:

$v_p = \frac{P \cdot \eta_{tr} \cdot \eta_{rr}}{F_{tp}} = \frac{765 \cdot 0.85 \cdot 0.8}{164.29} = 3.17 \left(\frac{m}{s}\right)$ – за камиони полни со паѓање

$i = 10(\%)$,

$v_b = \frac{P \cdot \eta_{tr} \cdot \eta_{rr}}{F_{tp}} = \frac{765 \cdot 0.85 \cdot 0.8}{207.27} = 2.51 \left(\frac{m}{s}\right)$ – за празни камиони на искачувањето

$i = 10(\%)$

Каде:

$P = 765 \ [kW] -$ Номинална моќ на моторот инсталирана во камионот: (kN)

η_{tr} – Коефициентот на корисно дејство за пренос на моќ од погонскиот мотор до активните тркала е прифатен во опсегот $\eta_{tr} = (0.85 \div 0.9) = 0.85$

η_{rr} – коефициентот на корисно дејство на погонските (активни) тркала на камионот, кој во случај на дизел-електрично возење е прифатен од опсегот на $\eta_{rr} = (0.7 \div 0.9) = 0.8$ вредности.

Брзините пресметани за движење на полни и празни камиони мора да се контролираат земајќи ги предвид безбедните брзини според состојбата на кочење на камионите.

6.2.4. Безбедна брзина на движење на камионот

Со оглед на тоа дека станува збор за тешки работни услови за време на транспортот во кариери и релативно кратки транспортни должини, излегува дека ефикасноста на транспортот не може да се утврди врз основа на можната техничка брзина на камионот, а не врз основа на просечната техничка брзина на неговото движење. Затоа, проблемот на ефикасноста на транспортот ќе биде решен со поддршка на безбедната брзина на движење на прави патишта и на криви патишта. Јасно е дека за време на движењето на камионите по патот со кривини пред влегување во кривината, брзината на движење секогаш е намалена.

Безбедната брзина на движење на камионот се одредува не само во зависност од видливоста на патот и неговите карактеристики, туку и според критериумот на можноста камионот да се лизга во кривини поради дејството на центрифугалната сила. Вистинската техничка брзина мора да биде усогласена со безбедната брзина која може да овозможи безбедно поминување низ кривината (се добива најмалата вредност). Безбедната брзина на движење се одредува со формулата:

$$v_{s(kth)} = \sqrt{g \cdot R\left(f_{rr} \pm i_k\right)} = \sqrt{9.81 \cdot 15.50\left(0.3 \cdot 0.25 + 0.04\right)} = 4.18 \left[\frac{m}{s}\right] = 15\left[km/h\right]$$

Во оваа формула тоа е:

$R = 15.50 \ [m]-$ радиусот на вртење на патот,

f_{rra} – коефициентот на отпорност на страничното лизгање на камионот на кривината, кој се $f_{rra} = 0.3\psi$ зема , каде ψ е вредноста на коефициентот на отпор против лизгање на тркалата на патот и кој за неповолни работни услови ги прима вредностите, $\psi = 0.5 \div 0.30$ прифаќаме, $\psi = 0.25$

$i_k = 0.02 \div 0.06 = 0.04$ – попречниот наклон на делот на патот кој поминува.

Безбедната брзина на движење на камионот според критериумот за видливост на патот S_d е:

$$v_s = g \cdot \left(\psi + \left|f \pm i\right|\right) \cdot \left(\sqrt{t_{pf}^2 + \frac{2 \cdot \left(S_d - L_r\right)}{g\left(\psi + \left|f \pm i\right|\right)}} - t_{pf}\right) \left(\frac{m}{s}\right) \qquad (6.13)$$

Каде е:

$\psi = 0.5-$ коефициент на адхезија, f – коефициент на триење за време на тркалање $(f = 0.025)$,

i – наклонот на патот при искачување или спуст (на искачувањето е $i = 10\%$),

t_{pf} – времето пред кочењето, т. е. време за реакција на возачот на камионот и време за активирање на кочниците (околу 2 секунди се соодветни),

S_d – должината на минималната видливост на патот (според техничките норми се прифаќа), $L_d = 60m$.

L_k – должината на патот поминат по кочењето, која обично е еднаква на должината на камионот или е прифатена да биде $L_k = 10m$,

g – забрзување на гравитацијата на Земјата $\left(g = 9.81\left(\frac{m}{s^2} \right) \right)$

Со поставување на прифатените величини во равенката (6.13) се добива:

$$v_s = 9.81 \cdot \left(0.5 + |0.025 + 0.1|\right) \cdot \sqrt{2^2 + \frac{2 \cdot (60 - 10)}{9.81\left(0.5 + |0.025 + 0.1|\right)}} - 2 = 15.36 \left[m/s\right]$$

Користејќи ја формулата (6.13), брзината на движење на камионот се одредува според критериумот за кочење, кога наместо S_d да се користи должината на запирање на камионот L_{nd}. Со цел да се задоволи главниот критериум за безбедно движење: $S_d > L_{nd}$, така што должината на видливоста на патот е поголема од должината на патот за запирање, пресметаната брзина на патот за запирање се коригира преку коефициентот на корекција на брзината k_v кој за празни камиони се прифаќа да има вредност $k_v = 0.87$. Значи, $v_{s(korr)} = 15.36 \cdot 0.87 = 13.36 \left[\frac{m}{s}\right]$.

Должината на патеката за стопирање се одредува според формулата:

$$L_{nd} = v \cdot t_{pf} + S_f + L_k = 13.36 \cdot 2 + 14.56 + 10 = 51.28 \left[m\right]$$

каде:

S_f ја означува патеката на кочење која е дефинирана на следниов начин:

$$S_f = \frac{v_s^2}{2 \cdot g \cdot (\psi + f + i)} = \frac{13.36^2}{2 \cdot 9.81 \cdot (0.5 + 0.025 + 0.1)} = 14.56 \left[m\right]$$

Бидејќи е $S_d > L_{nd}$ $(60 > 51.28)$, произлегува дека критериумот за безбедно движење го задоволува.

6.2.5. Пресметување на реалното времетраење на целосниот циклус на движење на камионот

Времетраењето на транспортниот циклус (реалното време за реализација на камионскиот циклус) T_{ck} се одредува според формулата:

$$T_{ck} = t_{ng} + t_{pr} + t_{sh} + t_m + \sum t_\ell \quad [\textit{сек.} \text{ или } \textit{мин}] \qquad (6.14)$$

Во оваа формула j:

t_{ng} е времетраењето на товарењето на камионот во sec или *мин*,

t_{pr} е времетраењето на чекањето камионот да биде натоварен sec или *мин*,

t_{sh} е времетраењето за растоварување на камионот во sec или *мин*,

t_m е времето на маневрите за товарење и растовар на sec или *мин*, и

$\sum t_\ell$ е вкупното времетраење на движењето на камионот полно и празно во секунда или минута.

(А) Времето на товарење на камионот се пресметува со помош на формулата:

$$t_{ng} = T_{ce} \cdot n_k + t_a = 35.4 + 10 = 150 \ [\text{sec}] = 2.5 \ [\textit{мин}]$$

$T_{ce} = 35 \ (\text{sec})$ е вистинското времетраење на работниот циклус на багерот, кој за модерните багери со една кофа, при просечни услови на ископување - товарење, варира во рамките на 33 ÷35 (сек)

$n_k = 4$ е бројот на кофи за багер потребни за полнење на каросеријата на камионот,

$t_a = 10 \ (\text{sec})$ Тоа е времето кое е потребно за камионот да се приближи од местото за чекање до местото за товарење $5 \div 15 \ (\text{sec})$.

(Б) Времето на чекање на камионот за товарење се пресметува со помош на формулата**:**

$$t_{pr} = 0.5 \cdot t_{ng} = 0.5 \cdot 150 = 75 \ [\text{sec}] = 1.25 \ [\textit{мин}]$$

(В) Времетраење на растоварот на камионот:

$$t_{sh} = t_{ar} + t_{kth} + t_{pj} + t_z = 30 + 8 + 46 + 18 = 102 \ [\text{sec}] = 1.7 \ [\textit{мин}]$$

каде:

$t_{ar} = (15 \div 45) \ (\text{sec}) = 30 \ (\text{sec})$ е времето потребно за камионот со најмала брзина да пристигне на местото на растовар од местото на чекање или враќање,

$t_{ar} = (4 \div 10) \ (\text{sec}) = 8 \ (\text{sec})$ е времето потребно за враќање од местото на празнење до постојаната рута за да се справи со должината: $15 \div 25 \ (m)$,

$t_{pj} = (15 \div 60) \ (\text{sec}) = 46 \ (\text{sec})$ Тоа е времето потребно за да се справи со нагорнината, тоа $t_{pj} = (15 \div 20) \ (\text{sec}) = 18 \ (\text{sec})$ е времето потребно за камионот да се спушти по нормалната патека на транспортната рута.

(Г) Времето на маневрирање за време на растоварот t_m – претставува времето потребно за позиционирање на камионот и за подготовка за растовар на материјалот $t_m = (40 \div 60(\text{sec}))$, што може да се прифати во интервалот $t_m = 50 \ [\text{sec}] = 0.83 [\textit{мин}]$.

(Д) Време за целосно и празно $(t_{\ell p})$ движење на камионите (транспорт) $(t_{\ell b})$

За пресметка на времетраењето на транспортот (движењето) со камион, неопходно е да се знае брзината на движење на полни (v_p) и празни (v_b) камиони, како и должината на патните (L_p) сектори и (L_b) кога камионот патува.

На овој начин, вкупното времетраење на активното движење на камионот во секторите на целиот и празен пат се одредува со помош на формулата:

$$\sum t_{\ell} = t_{\ell p} + t_{\ell b} = \frac{3600 \cdot L_p}{v_p} + \frac{3600 \cdot L_b}{v_b} = \frac{3600 \cdot 1.5}{11.41} + \frac{3600 \cdot 1.3}{9.94} = 944 \ (\text{sec}) = 15.73 \ [\textit{мин.}]$$

$L_p = 1.5 \ (km)$ е должината на патот по кој се движат полни (натоварени) камиони,

$L_p = 1.3 \ (km)$ е должината на патот низ кој се вртат празните камиони,

$v_p = 3.17 \cdot 3.6 = 11.41 \ (km/h)$ е просечната техничка брзина на движење на полни камиони,

$v_b = 2.76 \cdot 3.6 = 9.94 \ (km/h)$ е просечната техничка брзина на движење на празни камиони.

(Ѓ) Времетраење на целосен циклус на камион

$$T_{ck} = t_{ng} + t_{pr} + t_{sh} + t_m + \sum t_{\ell} = 150 + 75 + 102 + 50 + 944 = 1321 \ (\text{sec}) = 22.02 \ [\textit{мин.}]$$

(Е) Број на камионски циклуси во една смена

$$N_c = \frac{3600 \cdot n_{h(nd)} \cdot K_h}{T_{ck}} = \frac{3600 \cdot 7 \cdot 0.83}{1321} = 15.83 \approx 16 \ \text{(повратно патување)}$$

Каде:

$n_{h(nd)} = 7 \ (h)$ е бројот на часови ефективна работа во рамките на една смена,

$K_h = 50\left(\frac{\textit{минути}}{\textit{час}}\right) = \frac{50}{60} = 0.83$ е коефициентот на искористување на времето за чиста работа во рок од неколку часа.

6.2.6. Пресметување на изработката на камионот

За пресметка на производството на камионот во временски интервали: тон/час, ден, смена, месец и година, во одредени работни услови, се користат детерминистички формули кои ги земаат предвид и субјективните, организационите, техничко-технолошките и климатските услови:

А) Теоретското временско производство на камионот (Q_{teo}) ги одразува конструктивните карактеристики на камионите во теоретските транспортни услови и се пресметува со помош на формулата:

$$Q_{(teo)h} = Q_{nk} \cdot \frac{3600}{T_{vk}} = 89.4 \cdot \frac{3600}{1321} = 243.63 \cong 244 \left[t/h\right]$$

каде: $Q_{nk} = 89.4 \ (t)$ е номиналната тежина на камионот,

$T_{ck} = 1321 \ [sek]$ е времетраењето на работниот циклус на камионот.

Б) Техничкото производство на камионот се пресметува $\left(Q_{(tek)h}\right)$со помош на формулата:

$$Q_{(tek)h} = \frac{3600 \cdot Q_{nk} \cdot K_{sh(ka)}}{T_{ck}} = \frac{3600 \cdot 89.4 \cdot 0.9}{1321} = 221.70 \ [t/h]$$

Каде: $K_{sh(ab)} = 0.91$е факторот на искористување на носивоста на камионот.

В) Продуктивност на камионот на час $\left(Q_{(shf)h}\right)$:

$$Q_{(sh)k} = Q_{(tek)h} \cdot K_k = 221.70 \cdot 0.8 = 177.36 \ (t/h)$$

каде:

$K_k = 0.80$ – За просечните работни услови, тоа е коефициентот на искористување на времето во рок од еден час (на работна ефикасност) преку кој се земаат предвид работните услови, организацијата на работата, но исто така и нивото на обука на манипулаторот на камионот.

Г) Употреблива изработка во рамките на менувачот на камион $Q_{(sh)nd}$:

$$Q_{ndk} = Q_{(sh)k} \cdot T_{nd} = 177.36 \cdot 6.5 = 1153 \left[\frac{t}{смена}\right]$$

Каде: $T_{nd} = 6.5 \ [h]$ е времетраењето на смената.

Д) Дневниот производствен капацитет на камионот е: За да се утврди дневниот производствен капацитет на камионот, мора да се започне од неговиот временски производствен капацитет Q_{kh} или од бројот на кружни циклуси во смената и производствениот капацитет во смената на камионот

$$Q_{kd} = Q_{kh} \cdot N_{nd} \cdot T_{nd} = 177.36 \cdot 3 \cdot 6.5 = 3458.5 \left[\frac{t}{ден}\right]$$

Каде: $N_{nd} = 3$ е бројот на смени закажани во рамките на еден ден.

$T_{nd} = 6.5$ е бројот на ефективни работни часови на камионот во смената.

(Ѓ) Годишна продуктивност на камионите: Под претпоставка дека камионите ќе бидат достапни во процесот на транспорт за 270 ефективни работни дена во рок од една година, техничката достапност на камионите за превоз е 74%, додека годишната изработка е:

$$Q_{k(\text{vit})} = 365 \cdot \frac{D \cdot T}{100} \cdot Q_{dk} = 365 \cdot \frac{74}{100} \cdot 3458.5 = 934141 \left[\frac{t}{година}\right]$$

$N_d = 270$ дена е бројот на работни денови во годината.

6.2.7. Пресметување на бројот на камиони

Бројот на камиони за транспорт на ископани покривни формации со багер со една кофа во површински коп се пресметува во функција на: продуктивноста на површински коп, временската продуктивност на багерите вклучени во процесот на ископување-товарење, бројот на работни смени во рамките на еден ден за багери и камиони, како и очекуваниот број на часови во ефективна чиста работа на опремата за товарење и транспорт во наведениот период време.

- Бројот на активни камиони потребни за ископување на багер во една смена се добива од односот на продуктивноста на багер и продуктивноста во камионската смена, односно:

$$N_{k(nd)} = \frac{Q_{(eks)nd}}{Q_{(kam)nd}} \cdot K_{jo} = \frac{4704}{1153} \cdot 1.20 = 4.89 \ (\text{камиони})$$

$Q_{(\text{eks})\text{nd}} = 2688 \cdot 1.75 = 4704 \left[\frac{t}{смена}\right]$ е користењето на производството на багер во прекинувачот,

$Q_{(камионската)\text{nd}} = 1153 \left[\frac{t}{смена}\right]$ е искористување на производството на камионот во смена,

$K_{jo} = 1.15 \div 1.30 = 1.20$ е коефициентот на неуниформност на работата.

Така, потребниот број на камиони кои мора да служат за транспорт на карпести маси ископани од багер треба да биде:

$$H_{км}=5 \text{ камиони} + 1 \text{ резерва} = 6 \ [\text{камиони/по багер}]$$

- Вкупниот годишен капацитет за транспорт во овој случај е:

$$Q_{tr} = N_{kam} \cdot Q_{k(vit)} = 6 \cdot 934141 = 5604846 \left[\frac{t}{година}\right]$$

- Коефициентот на транспортните резерви е:

$$K_{rez} = \left(\frac{Q_{tr}}{Q_{karr(vit)}} - 1\right) \cdot 100\% = \left(\frac{5604846}{5000000} - 1\right) \cdot 100\% = 12.09 \ (\%)$$

Каде:

$Q_{(karr)vit} = 5$ милиони тони годишно е годишното производство планирано во процесот на отстранување на покривните формации во површински коп.

$Q_{tr} = 5604846 [t/година]$ Тоа е вкупниот годишен превоз во дадените услови за површински коп.

- Бројот на багери потребни за отстранување на посакуваниот годишен производствен капацитет во откритието се одредува како однос на продуктивноста на површински коп $Q_{(karr)година}$ и годишниот производствен капацитет на багерот $Q_{(eks)година}$, односно:

$$N_{eks} = \frac{Q_{(karr)\text{година}}}{Q_{(shh)eks \cdot T_{ef}}} = \frac{5000000}{756 \cdot 4380} = 1.51$$

Каде:

$Q_{(shfh)eks} = 432 \cdot 1.75 = 756 \ [t/h]$ е производствениот капацитет на багерот во рок од еден час,

$T_{ef} = 4380 \ [h]$ е времетраењето на ефективната рабо на багерот за време на годишната работа.

Ние се согласуваме да имаме 2 багери на располагање, 2x5 = 10 камиони во активна работа, како и 1 резервен камион во паркот за камиони, земајќи предвид дека во секои 10 камиони се бара да биде резерва поради можноста за напуштање на паркингот.

6.2.8. Теоретски основи и принципи на меѓусебна зависност и број на основна опрема во составот на технолошкиот систем багер - камион

Терминот „систем“ во рударската наука значи збир на поврзани елементи (врски) кои се во интеракција едни со други и кои имаат перформанси кои тие не ги поседуваат, т. е. не е неопходно да се поседуваат елементите кои го сочинуваат системот. Иако системот е составен од делови (специјални врски на системот), тој не може да се гледа или да се сведе на делови, бидејќи со губење на својата структура ги губи и поврзаните својства. Затоа, изразот „систем“ претставува дефинитивна апстракција на вистинскиот објект. Затоа, реалните системи се воведени како концепт за реални објекти. Апстрактните системи се одредени видови на математичко-логички апстракции и со нивната теорија тие ја обезбедуваат основата за справување со реални системи. Структурата на системот е негова главна карактеристика, бидејќи само одредена меѓусебна поврзаност на елементите (структура) го дава вистинскиот систем. Истите елементи, но со различни структури, даваат различни системи. Затоа, сличноста на системот е многу поголема во структурата отколку во сличноста на елементите кои ги градат. Оперативната безбедност (сигурност) на системот и неговите елементи (врски) е способноста на системот (елементите) да ја исполни својата функција за одредено време. Сите врски на кариерниот систем можат да се поправат, така што нивната сигурност може да ја изрази целокупноста на својствата: непрекината работа (работа без грешка), рок на работа и соодветност за поправка. Машинскиот комплекс и елементите на експлоатацискиот систем сочинуваат технолошка линија (производствен синџир) која ја врши функцијата на целиот производствен процес или дел од него во откривање или експлоатација. Изразот "комплекс" (технолошки комплекс или комплекс од машини) секогаш се однесува на комплекс од машини, бидејќи без машини не постои технолошки комплекс (не е можно елементите на системот на експлоатација без машини да претставуваат технолошки комплекси). Бројот на технолошки комплекси (на

машински комплекси) е еднаков или помал од бројот на кариерни скали (фронтови) на работа. Обично имаме неколку машински комплекси (технолошки комплекси) за откривање и еден или повеќе комплекси за експлоатација на руда. Затоа, само дефиницијата: Машинерскиот комплекс (технолошки комплекс) е дел од кариерниот систем кој го врши откритието (најчесто дел од откритието) независно (условно независно) или експлоатација на корисниот минерал. Технолошкиот комплекс (машински комплекс) се состои од врски според работниот процес (sh – дупчење, p – минирање, e – ископување, ng – товарање, t – транспорт, s – редење) кои обично се поврзани во серии. Секоја врска во технолошкиот комплекс (машински комплекс) може да биде изградена од еден или повеќе елементи (машини). Така, терминот „елемент“ е прифатен за машината (како неразделен дел од системот). Кога врската (дупчење, ископување или транспорт) е само една машина (елемент), тогаш изразите „врска“ и „елемент“ стануваат синоними за истиот концепт. Врз основа на бројот на линии на врската, меѓусебната врска на овие линии, т. е. врз основа на структурата на врската, т. е. врската на истите машински елементи, произлегува дека специјалните врски (истите елементи-машини) на комплексот можат да бидат според структурата: сериски, паралелни и разгранети. Дисконтинуираните врски (елементи-машини) најчесто се структурирани паралелно, бидејќи секоја машина претставува посебна производствена линија, која особено се однесува на камиони, булдожери, единици за дупчење итн. Неколку комплети за дупчење, камиони, булдожери (неколку први, втори и трети врски) се поврзани со багер во машинскиот комплекс (E_k *KB*). Континуираните врски (елементи-машини) според структурата најчесто се разгрануваат или поврзани во серија, што е особено точно за транспортери со ленти. Бројот на врски кои учествуваат во комплексот може да биде еднаков или помал од бројот на работни процеси, што зависи од отпорноста на карпите на уништување, видот на депозитот, видот на рударските работи и други фактори. Машинскиот комплекс со една врска е карактеристичен за системи на работа без транспорт (со багер), како и во случај на употреба на стругалки, булдожери, товарачи (како транспортни товарни машини). Тогаш овие машини ја вршат функцијата на агрегат (стругалката е исто така агрегат според концептот, бидејќи врши товарење, транспорт и поставување), па дури и бројот на врски во комплексот е помал од бројот на работни процеси. Во мулти-линк машински комплекси (БТО, E_kKB, итн) обично сите елементи (машини) на врската се од ист тип, класа и модел (поради типизацијата на машините). Исклучок се машинските комплекси во комбинираните транспортни системи, каде за работниот процес на „транспортот“ постојат два различни елементи (машини) поврзани во серија (камион + транспортна лента, камион + железнички транспорт, камион + прескок)
Сложеноста на интеракцијата на различните врски (елементи) на технолошкиот комплекс (машинерија и параметри на експлоатацискиот систем) и потребата за одреден степен на сигурност на работата на системот во површински коп, условиле низа ограничувања (услови), докажани во рударската пракса, кои можеме да ги класифицираме во пет групи, според објектите на ограничувања:

Доверливоста ја изразува веројатноста за работа на машините, комплексите, бенчовите или рудниците без прекини (дефекти, хаварии, поправки итн.).
Се разликуваат техничката и физичката сигурност, кои се изразени преку коефициенти на сигурност. Механичката достапност ја изразува техничката состојба на машинеријата или комплексите, односно достапноста (подготвеноста) на машинеријата или комплексот за работа во однос на регуларноста и механичката подготвеност.
Откако ќе се изврши основниот избор на видови на основна опрема за ископување (багери) и транспортна опрема (камиони), неопходно е да се пристапи кон изборот на нивниот рационален дизајн, земајќи ги предвид главните фактори кои имаат одлучувачко влијание врз изборот на големината на багер (кофа) и камион (каросерија). Познато е дека зголемувањето на кофата на багер води до намалување на трошоците за отстранување на 1м^3 покриеност и зголемување на продуктивноста. Од друга страна, зголемувањето на кофата на багер исто така бара соодветно зголемување на носивоста на камионите. Следниве фактори имаат најголемо влијание врз големината на багерот и камионот и на усогласувањето на меѓузависноста на нивната работа:

- Планирана продуктивност во површински коп;
- Геометриски параметри на површински коп и елементите на скалите на употреба (висина на шалови и работни клупи; ширина и должина на работните фронтови итн.);
- Транспортни шеми, градежни карактеристики и способност за испорака на патишта;
- Способност за патување низ кариери;
- Носечка способност и времетраење на работниот циклус на камионот;
- Длабочина на кариерните работи;
- Карактеристиките на конструкцијата и техничкото искористување на багерите, особено изработката и степенот на нивна употреба итн.

Технолошкиот производствен процес за откривање на слојот на лигнит и негова експлоатација може да се изврши со една или повеќе производствени линии или системи (комплекси за ископување/товарење и транспортна опрема). Производствената линија (комплекс на опрема) инсталирана во процесот на откривање или експлоатација бара дуплирање на специјална опрема во комплексот со цел да се обезбеди непрекинато производство. Суспензијата на работата на една од две или повеќе производствени линии само делумно го намалува капацитетот на производствениот процес, но не го прекинува целосно, па во овој случај не е потребно да се дуплираат машините. Покрај тоа, повеќе производствени линии овозможуваат подобро да се организира работата и поправката на автомобилите и го намалува коефициентот на ограничувања на капацитетите. Од ова следува дека горенаведените фактори имаат влијание врз конечниот избор на големината на врските на Е-К системот за ископување-товарење и транспорт на покривка и лигнит.

Во технолошките комплекси со наизменично дејство, капацитетот за искористување ($Q_{shf(eks)}$) на багер и со тоа на системот е

$$Q_{shf(eks)} = \frac{60 \cdot K_{pr(eks)}}{t_{ng} + t_{zëv}} \cdot Q_k \cdot K_{sh(a,b)} = \frac{60 \cdot K_{pr(eks)} \cdot \mu_m}{T_c \cdot \mu_m + t_{zëv}} \cdot Q_{ke} \cdot K_{sh(a,b)} \left[\frac{t}{h}\right] \qquad (6.15)$$

Во оваа формула тоа е:

$Q_k(t)-$ тоа е носачката способност на камионот,

$K_{pr(eks)}-$ е стапката на искористување на багер во однос на камионот кој чека за товарење (случаен настан),

$K_{sh(a,b)}-$ стапката на искористување на носечкиот капацитет на камионот,

$t_{ng}, t_{zëv}-$ пресметување на времетраењето на товарењето и замената на камионот (мин.),

$q_{ke} = E \cdot \frac{K_m}{K_{sh}} \cdot \rho -$ масата на карпа сместена во кофата за багер (t),

$\mu_m = \frac{Q_k}{q_{ke}} -$ масниот модул на комплексот багер - камион,

$E-$ е геометрискиот волумен на кофата на багерот, $\left(m^3\right)$,

$K_m, K_{sh}-$ коефициентот на полнење на кофата на багер и топење на материјалот во кофата,

$\rho-$ густината на карпите во масивот (во непречена природна состојба), $\left(t/m^3\right)$,

T_c- пресметување на времетраењето на циклусот на камионот во реални услови $(\min)$.

Равенката (6.15) ја претставува врската на продуктивноста на цикличните технолошки комплекси и односот помеѓу опремата за ископување, товарење и транспорт. Ова значи дека производството на системот багер - камион зависи од односот на товарите во кофата на (q_{ke}) багер и во каросеријата на (Q_k) камионот или модулот за маса $\mu_m = \frac{Q_k}{q_{ke}}$. Овој сооднос исто така може да се изрази со помош на т.н. волумен модул на технолошкиот комплекс багер и камион, кој го претставува односот помеѓу волуменот на каросеријата на камионот и волуменот на кофата на багерот:

$$\mu_v = \frac{V_{ka}}{E}$$

каде: V_{ka} е волуменот на каросеријата на камионот, (m^3)

Врската помеѓу масата и волуметриските модули може да се изрази на следниов начин:

$$\mu_m = \mu_m \cdot K_m$$

K_m е коефициентот на полнење на кофата на багерот

Продуктивноста на камионот на час ќе биде:

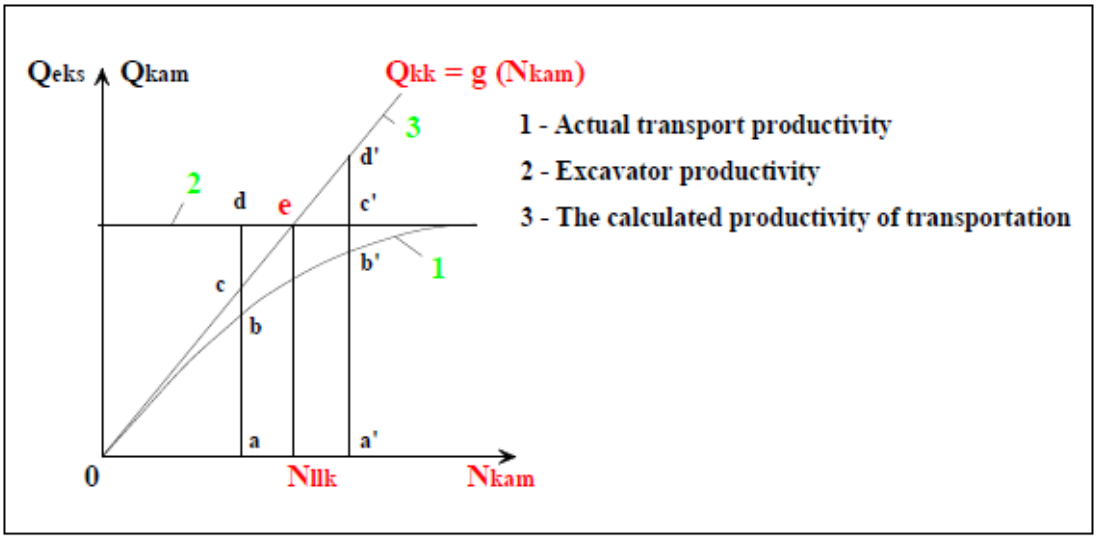
$$Q_{sh(k)} = \frac{60 \cdot k_{pr(k)}}{T_c \cdot \mu_m + t_{zëv} + T_{c(k)}} \cdot Q_k \cdot K_{sh(a-b)} \left(\frac{t}{h}\right) \qquad (6.16)$$

Во оваа формула:

$k_{pr(k)}$ – стапката на искористување на камионот во однос на чекањето под багерот поради случајната природа на дофатот,

$T_{c(k)}$ – пресметаното времетраење на циклусот на камионот, без да се земе предвид времетраењето на товарењето и замената.

Со искористување на фактот дека бројот на камиони е дефиниран со изразот $N_{kam} = \frac{Q_{shf(eks)}}{Q_{shf(kam)}}$ што значи дека зголемувањето на продуктивноста на багер доведува до намалување на бројот на камиони N_{kam} следствено, како резултат на намалувањето на бројот на работници потребни за манипулација и одржување на опремата на системот камион-багер, продуктивноста се зголемува. Ние го привлекуваме вниманието на фактот дека системот ќе работи без стопирање, т. е. без појава на случајни процеси, т. е. кога $K_{sh(eks)} = 1$ се базира на равенката (6.15), максималната (теоретска) продуктивност на багерот $Q_{\max(eks)}$ прикажан на слика 6.4 ќе се добие со помош на права линија паралелна на оската на апсидите. Точката на усогласеност на производството на опремата на комплексот камион-багер "e", како што е прикажано во функционалниот графикон $Q_{eks} = f\left(N_{kam}\right)$ претставен на слика 6.4 ја претставува точката на усогласување на теоретското производство на багер и активната серија камиони.



Слика 6.4: Зависност на продуктивноста на ескалаторот и комплетот за камиони од бројот на камиони во разгранетиот структурен комплекс

Figure 6.4: Dependency of the Productivity of the Excavator and Truck Set on the Number of Trucks in a Branched Structure Complex

Бројот на камиони е:

$$N_{llk} = \frac{T_{c(k)}}{t_{ng} + t_{zëv}}$$

Десно 3 на сликата погоре ја претставува функцијата $Q_{kk} = g\left(N_{kam}\right)$ за $K_{pr(eks)} = 1$.

За $N_{kam} < N_{llk}$, производството на технолошкиот комплекс Е – К е пониско поради приемот на камиони за товарење на багерот, т. е. $Q_{eks} < Q_{eks(\max)}$.

Во случај кога е $N_{kam} < N_{llk}$, се појавува т.н. феномен на „редење“ на камиони под багерот, во кој багерот претставува ограничувачка врска на комплексот.

6.2.9. Пресметка на искористената продуктивност и бројот на машини во Е-К комплексот

Употребливата продуктивност во смената на багер се пресметува со помош на формулата:

$$Q_{shf(eks)} = \frac{3600 \cdot E}{T_{m.c(e)}} \cdot K_{gër} \cdot K_{shf(e)} \cdot \left(T_{nd} - T_{np}\right), \quad (m^3 \text{ во смена})$$

Во оваа формула се:

E – геометрискиот волумен на кофата на багер во m³,

$T_{mc(e)}$ – просечното времетраење на циклусот на багер во секунди или минути,

$K_{gër}$ – коефициент на ископување на кофата на багер кој ги зема предвид потребните прекини во работата на багерот за замена на транспортните камиони, $K_{gër} = 0.7 \div 0.9$,

$K_{shf(e)}$ – коефициент на искористување на багерот,

T_{nd} – времетраење на работата во смени, во часови,

T_{np} – времетраењето на прекините на работата на багерот, во часови.

Искористената продуктивност на камионот во смена се пресметува со помош на формулата:

$$Q_{shf(kam)} = Q_{(ab)k} \cdot K_{shf(ab)k} \cdot K_{shf(e)} \cdot \frac{60}{T_{m.c(k)}} \cdot \left(T_{nd} - T_{np}\right), \quad (m^3 \text{ во смена})$$

Во оваа формула се:

$Q_{(ab)k}$ – носивост на камион во тони,

$T_{m.c(k)}$ – просечно траење на циклусот на камионот во секунди или минути,

$K_{shf(ab)k}$ – коефициент на искористување на носивоста на камионот,

$K_{shf(e)}$ – стапка на искористување на камиони на час.

Бројот на камиони, кога работат во затворен циклус, се пресметува како односот на производството на багер во смената $\left(Q_{nd(e)}\right)$ и излезот на камионот во смената $\left(Q_{nd(k)}\right)$:

$$N_{kam} = \frac{Q_{nd(e)}}{Q_{nd(k)}} \text{ (парче)}$$

Во случај на затворен циклус на багери, во кој дистрибуцијата на камионите се врши од страна на диспечерот, работата на технолошкиот комплекс изграден од n – камиони и m – багери се решава според формулата:

$$n = N_{kam} \cdot m \quad (\text{каде: } m \le n)$$

N_{kam} е бројот на камиони кои ги опслужува багерот.

Според затворениот работен циклус на камионите, каде што секој камион е натоварен од назначениот багер, потребниот број на камиони може да се одреди врз основа на регресивната функционална зависност како што следи со толкување на транспортот и товарењето како случајни процеси:

$$N_{kam} = f\left(E, V_{ka}, L\right) = 10.56 - 1.13 \cdot \frac{V_{ka}}{E} + 1.08 \cdot L \text{ (парче)}$$

Каде е тоа:

V_{ka} – геометрискиот волумен на каросеријата на камионот во m^3,

E – геометрискиот волумен на кофата на багер во m^3,

L – Транспортна должина во km.

6.2.10.ЕКОНОМСКА ПРОЦЕНКА ЗА КАПАЦИТЕТ ЗА ПОВРШИНСКИ КОП ОД 15 МТ/ГОДИШНО

6.2.10.1 Проценка на економската оправданост на рударскиот проект за експлоатација на лигнит

Економската разумност на експлоатацијата на лигнит во рударскиот сектор Сибовц е утврдена со техничко-економска проценка, која ги вклучува следниве елементи:

А. Квантитет и квалитет на експлоатабилните резерви на лигнит;
Б. Пресметани трошоци за експлоатација (отстранување на покривката и експлоатација на лигнит);
В. Проценетата количина на производство, која обезбедува економско оправдување на експлоатацијата;
Г. Рок на траење на експлоатацијата, врз основа на проектираниот годишен износ на експлоатација;
Д. Степенот на експлоатација на лигнит од гореспоменатото рударско поле;
Ѓ Продажната цена на суровиот лигнит, вклучувајќи ги ископувањата и транспортните трошоци во границите на полето на експлоатација (инаку наречена пазарна вредност на лигнитот).

Пресметката на трошоците за ископување вклучува:

А. Трошоци за истражување и откритија;
Б. Трошоци за одредување на квалитетот на лигнитот;
В. Трошоци за решавање на имотно-правни прашања за земјиште во сопственост на заедницата;
Г. Трошоци за изготвување на техничка документација (нацрти, проекти, студии итн.);
Д. Трошоци за добивање на официјални документи (дозвола за рударство, итн.);
Ѓ. Трошоци за експлоатациони такси;
Е. Трошоци за изградба на транспортна инфраструктура (патишта, пристапни патишта, итн.);
Ж. Трошоци за купување на машини и опрема за ископување;
З. Трошоци за одржување на машини и опрема за ископување (резервни делови и техничко осигурување);
S. Трошоци за материјали и снабдување со енергија;
И. Трошоци за работната сила ангажирана во експлоатација;
J. Трошоци за заштита на работното место, заштита на животната средина и природата, општински давачки итн.;
К. Трошоци за рекултивација на експлоатираните полиња.

Пресметката на трошоците за рударство за експлоатација на планираната годишна количина на лигнит вклучува:

А. Трошоци за експлоатација на 1 m^3 или 1 t лигнит во евра или долари;
Б. Вкупните годишни трошоци се изразени во евра или долари.

Економската разумност на употребата на лигнит може да се докаже ако истовремено се исполнат следните услови:

- Трошоците за експлоатација на лигнит се пониски од пазарната цена, утврдена со проучувањето на резервите на лигнит во полето Сибовц;
- Пазарната вредност на продажбата на лигнит, утврдена со студијата за резерви, е еднаква или повисока од пазарната цена на лигнит во Република Косово, во согласност со Законот за рудници и минерали.

Техничко-економската проценка на рударското поле Сибовц, опишана во елаборацијата на резервите на лигнит, служи како основа за пресметка на економските и финансиските индикатори на рударскиот проект. Сите инвестиции и оперативни трошоци се детално утврдени за секоја година. Студијата за изводливост има за цел да ги утврди просечните реални трошоци (C_{mr}) за експлоатација на 1 т лигнит, како и други клучни индикатори за целиот период на експлоатација на површинскиот рудник во рударското поле Сибовц.

Основните влезни податоци, добиени од дизајнерските решенија за оваа површински коп, ќе се користат како основа за техничко-економската анализа на проектот.

Годишната динамика на производството на лигнит во површинскиот коп на полето Сибовц, од 2027 година се пресметува како: $Q_v = 15$ милиони тони лигнит годишно.

Просечната пазарна цена на лигнитот, според техничкиот план и студијата за изводливост, е прифатена да биде $Ç = 11.25(€/t)$.

Вкупниот приход (A_p) од експлоатација на лигнит се пресметува врз основа на капацитетот на проектите во период од една година и се одредува според формулата:

$$A = Q_v \cdot Ç \ (€)$$

Од каде излегува дека вкупниот приход во рок од една година е:

$$A = Q_v \cdot Ç = 11.25 \cdot 15 \cdot 10^6 = 168.3 \cdot 10^6 (€) = 1687500000(€)$$

6.2.10.2 Пресметка на елементите на оперативните трошоци

Најдобрата опција за пресметување на вкупниот трошок, која вклучува амортизација и финансиско инвестирање и трошоците за експлоатација и бруто-производство на лигнит е користењето на износите на производствените трошоци помножени со единичниот трошок (табела 6.4). Различните индивидуални трошоци зависат од количините: износот на екстрахиран лигнит, отстранетата покривка, енергијата и потрошеното гориво.

Табела 6.4: Основни претпоставки за општи податоци за трошоците по единица
Table 6.4: Basic assumptions for general unit cost data

Рента минаре (tantiema) **Mining royalties (royalties)**	*€/t* лигнит *€/t*of lignite	2.41
Трошоци за труд **Cost of labor power**	€/ работник во години €/ worker in years	6000
Трошоци за одржување на опремата **Cost of equipment maintenance**	%/€	0.08
Трошоци за отстранување на долги растојанија со мобилни машини (камион-товарач) **Cost of overburden removal at long distances using mobile machinery (truck–loader)**	$€/m^3$	3.00
Трошоци за отстранување на откривка на кратки растојанија со мобилни машини (камион – товарач) **ost of overburden removal at short distances using mobile machinery (truck–loader)**	$€/m^3$	1.5
Трошоци за отстранување на откривка со транспортер **Cost of overburden removal using a conveyor**	$€/(m^3+t)$	0.3
Трошоци за купување на електрична енергија [(8,825 KWh/m3) во покриеност + јаглен] **Cost of purchasing electrical energy [(8.825 kWh/m³) for overburden + coal]**	$Cent/kWh$	4.2
Трошоци за снабдување со гориво **Cost of fuel supply**	%/€	0.08
Други оперативни трошоци **Other operating costs**	$€/(m^3+t)$	0.15
Други внатрешни трошоци **Other internal costs**	$€/(m^3+t)$	0.15

Важно е да се напомене дека сите капитални трошоци и сите оперативни трошоци се проблеми со протокот на пари. За студијата за изводливост на рударскиот проект за кариерна експлоатација на ложиштето на лигнит Сибовц, главните претпоставки дадени во табела 6.4 биле користени.

Главната цел на економскиот дел на проектот е да се пресмета просечната реална цена. Врз основа на пресметките, следниве просечни реални трошоци на 11.25 $€/t$ јаглен, односно $C_{rm} = 11.25\ (€/t)$. Навистина, за експлоатација на тон лигнит според техничката документација на КЕК (техничко-економска проценка на полето Сибовц (2019)) следниот просечен реален трошок е прифатен каде учеството на поединечни компоненти во вредноста на овој трошок во $(€/t)$, потребно за да се обезбеди годишна количина од 15 милиони тони лигнит се пресметува да биде (табела 6.5):

Табела 6.5: Пресметка на годишните оперативни трошоци
Table 6.5. Calculation of annual operating costs

Рента минаре (tantiema) **Mining royalties**	$C_{rm} = 2.41 \cdot 15 \cdot 10^6 = 36.15 \cdot 10^6$ (€)
Трошоци за труд **Cost of labor**	$C_{fm} = 6000 \cdot 1700 = 10.2 \cdot 10^6$ (€)
Трошоци за одржување **Cost of maintenance**	$C_{mb} = 0.08 \cdot 15 \cdot 10^6 = 2.56 \cdot 10^6$ (€)
Трошоци за отстранување на откривка **Cost of overburden removal**	$C_{lm} = 0.30 \cdot 17 \cdot 10^6 = 5.1 \cdot 10^6$ (€)
Трошоци за енергија **Cost of energy**	$C_{en} = 4.2 \cdot 8.825 \cdot 32 \cdot 10^6 = 11.86 \cdot 10^6$ (€)
Горива **Fuels**	$C_{ka} = 0.08 \cdot 32 \cdot 10^6 = 2.56 \cdot 10^6$ (€)
Други оперативни трошоци **Other operating costs**	$C_{tj} = 0.15 \cdot 32 \cdot 10^6 = 4.8 \cdot 10^6$ (€)
Други внатрешни трошоци **Other internal costs**	$C_{in} = 0.15 \cdot 32 \cdot 10^6 = 4.8 \cdot 10^6$ (€)
Годишен општ буџет **Total annual cost**	$C_{pv} = \sum C_i = 78030000$ (€)

Годишниот износ на режиски трошоци за реализација на експлоатација на лигнит, односно за спроведување на главниот рударски проект во рок од една година, се покажува дека е:

$$C_{pv} = \sum C_i = 78030000 \ (€)$$

6.2.10.3 Пресметка на профит и загуба

Бруто-годишниот профит од продажбата на лигнит (F_v) ќе биде:

$$F_v = A - C_{pv} = 1687500000 - 78030000 = 90720000 \ (€)$$

Во текот на една година работа во површинскиот рудник во полето Сибовц, бруто-профитот од околу 90 милиони евра (без ДДВ) е реализиран.
Во текот на петгодишната површински коп Сибовц ќе реализира бруто-профит од:

$$F_{5v} = (A - C_{pv}) \cdot 5 = 90720000 \cdot 5 \ (€) = 453600000 \ (€)$$

Во текот на 5-годишната работа на теренот Сибовц, бруто-профитот е постигнат: $453600000 \ (€)$

Земајќи го предвид данокот на добивка 16%, ќе се добие следнава нето-добивка:
Бруто-профит за 5 години 453600000(€)
Данок на добивка за 5 години 72576000(€)

Статички нето-профит за 5 години: 381024000 (€)
Годишниот статички нето-профит е: 381024000: 5 = 76204800 (€)

Новата инвестиција во главната опрема на рудникот, вклучувајќи нови транспортни системи и нови стакери, изнесува многу високи 324 милиони евра во периодот од 2026-2030 година. Инвестицијата за одржување е 64 милиони евра и е многу висока во првите 5 години во споредба со наредните периоди.

6.2.10.4 Основни динамични критериуми за оценување на економската ефективност на проектите

Соодветни статични и динамични критериуми се користат при изборот на проекти. Динамичките критериуми се клучни, бидејќи тие исто така го земаат предвид временскиот фактор. Со цел да се оценат и рангираат проектите, неопходно е да се анализираат и измерат ефектите добиени од спроведувањето на инвестицискиот проект. Ефектите од проектот се утврдуваат со пресметување на соодветните индикатори. За да се избере вистинскиот проект, потребно е да се дефинира и пресмета соодветниот збир на критериуми врз кои ќе се базира дадениот избор.

Во случај на проценка на ефикасноста на инвестициите, генерално постојат три основни методи: NPV, внатрешна стапка на враќање (IRR) и PB-Pay-Beck метод. Сите анализи зависат од прогнозите за трошоците и придобивките и динамичните планови за трошење и парични текови, така што истиот принцип се користи без разлика дали одлуката е донесена за поправка или замена на опрема, зголемување на продуктивноста во површински коп или која било друга инвентивна активност.

Просечниот реален трошок (C_{rm}) по единица се пресметува врз основа на DCF методот. Методот DCF ја одредува моменталната вредност на компанијата, врз основа на проекциите, дали ископувањето на јаглен ќе биде корисно за инвеститорот во иднина. Овој метод се базира на приходите и трошоците, k_{sh} – продажната цена на производот по единица. Продажната цена (k_{sh}) ги изразува трошоците на (p_k) трошоците и планираниот профит(f), p_k – трошоците на трошоците, f – планираниот профит од приходот.

6.2.10.5 Метод на внатрешна стапка на враќање

Земајќи ги предвид вредностите наведени погоре според времето, сегашната нето-вредност на проектот, намалена со помош на каматната стапка $i = 8\%$ $n = 5$ годишно може да се пресмета:

$$K = \sum_{i=1}^{n} \frac{k_{if}}{\left(1+\frac{i}{100}\right)^n} + \sum_{n=1}^{n} \frac{k_v}{\left(1+\frac{i}{100}\right)^n}$$

Каде е:

$p-$ дисконтна стапка

$n-$ број на години, 5

$k_{if}-$ Инвестициска вредност - Почетна инвестиција: $k_{if}=90720000(€)$

$k_{sv}-$ годишната статична вредност (нето-профит) постигната од продажбата на лигнит

$K-$ динамичен – дисконтирана вредност на инвестициите и профитот реализиран од продажбата на лигнит.

Табела 6.6: Динамична проценка на профитот
Table 6.6: Dynamic profit estimation

Податоци Date	**Параметризирани / Parameters**										
	K	k_{if}	i	n	$(1+(i/100))^n$	$k_{if}/(6n)$	k_v	i	n	$(1+(i/100))^n$	$k_v/(6n)$
	(1)	(2)	(4)	(5)	(6)	(7)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)
31.12.2026	552987387	90720000	5	1	1.05	86400000	76204800	5	1	1,05	72576000
31.12.2027				2	1,10	82472728			2	1,10	69277091
31.12.2028				3	1,16	78206896			3	1,16	65693793
31.12.2029				4	1,22	74360656			4	1,22	62462950
31.12.2030				5	1,28	70875000			5	1,28	59535000
Вкупно: **Total**						223442553					223442553

Моменталната динамична дисконтирана вредност на проектот, заедно со почетната инвестиција изнесува: $K=552987387(€)$. Според (табела 6.6) очигледно е дека вредноста на опремата и почетните инвестиции ќе се намалат за време на рехабилитацијата и на крајот ќе ја достигнат вредноста од: $\sum k_{ifp}=223442553(€)$.

Тековната динамична дисконтирана вредност на проектот, со исклучок на инвестициите (табела 6.6), т. е. паричната добивка е: $\sum k_v=223442553(€)$.

6.2.10.6 Метод на внатрешна стапка на повраг

Внатрешната стапка на враќање е дисконтната стапка при која разликата помеѓу нето-сегашната вредност на монетарниот приход и трошоците е нула. За површинскиот рудник Сибовц, внатрешната стапка на профитабилност се одредува врз основа на годишните индикатори од изразот:

$$IRR=\frac{A-C}{A}\cdot 100=\frac{F_v}{A}\cdot 100\%$$

Каде е:

$IRR -$ Внатрешна стапка на враќање

$A = 168750000$ (€) приход од продажба на лигнит

$C_{pv} = 78030000$ (€) трошоците за експлоатација на лигнит

$F_v = 90720000$ (€) годишен профит од продажба на лигнит

$$IRR = \frac{F_v}{A} \cdot 100\% = \frac{90720000}{168750000} \cdot 100 = 53.7\%$$

Внатрешната стапка на враќање на површинскиот рудник Сибовц е 53.7%, што значи дека сегашната вредност може да се намали за таа сума, без никакви деловни загуби.

6.2.10.7 Анализа на чувствителност

Анализата на чувствителноста на рударскиот проект бара познавање на цела серија на влезни параметри кои не се достапни во оваа фаза на знаење, но може да се заклучи:

Во скратената анализа на чувствителност, само трошоците кои ги сочинуваат 47% вкупните трошоци, имено личен приход, електрична енергија, горива и други материјали, беа земени предвид.

(и) Чувствителност во однос на можноста за зголемување на капиталните инвестиции. Инвестициите учествуваат во просечната реална цена на експлоатација на лигнит со мерка од околу 47 %, т. е. во овие инвестиции учеството во цената е околу 5.75 €/t лигнит. Со признавање дека оперативните трошоци се условно константни, т. е. стабилни, капиталните инвестиции може да се зголемат за 55 %, т.е. за 6.73 €/t околу.

ii) Чувствителност со оглед на можноста за зголемување на трошоците за експлоатација.

- Цената на експлоатација на лигнит заедно со преработката е 12.25 €/t, која ја сочинува 47% продажната цена.
- Варијабилните трошоци, врз кои може да влијае изградбата на рударската инфраструктура, учествуваат со околу 47 % во пресметката на годишните трошоци, достигнувајќи износ од приближно 5.75 евра по тон лигнит. Вкупниот приход, според внатрешната стапка на враќање, може да се намали за 53.7%, т. е. продажната цена може да се намали 12.25 €/t за 8 €/t, така што нема бизнис загуби.
- Вкупните оперативни трошоци можат да се зголемат без 53.7% да предизвикаат бизнис загуби.

iii) Чувствителност во однос на можноста за намалување на капацитетот за искористување. Капацитетот за искористување може да варира во зависност од пазарната ситуација, што исто така може да влијае на работењето на економскиот субјект. Ова е особено вистинито за ситуацијата кога средствата се трошат со

целосен капацитет за искористување и има пад на побарувачката, т. е. намалување на побарувачката за лигнит на пазарот. Чувствителноста на промената на капацитетот за експлоатација, реципрочно поврзана со падот на продажбата на лигнит, може да се изрази на следниов начин:

$$Q_{vk} = P_{sh} \cdot Q_v = \frac{C_p}{A} \cdot Q_v$$

каде: Q_{vk} – критичниот годишен капацитет за експлоатација, (t)

Q_v – целосен годишен капацитет на искористување, 15 милиони тони лигнит

P_{sh} – праг на услуга (успех)

C_p – Трошоци за експлоатација на лигнит, 78030000 (€)

A – Годишен приход од продажба на лигнит, 168750000 (€)

$$Q_{vk} = \frac{78030000}{168750000} \cdot 15000000 = 6936000(€) \approx 7 \text{ Милиони тони лигнит}$$

6.2.10.8 Конечна оценка на економската анализа

Студијата за изводливост ги покажува можностите за техничка и економска сигурност за идното производство на електрична енергија во Косово преку обезбедување сигурност на снабдувањето со јаглен, вклучително и економска профитабилност во текот на планираниот век на траење на постојните и новите капацитети на термоелектраните. Економскиот дел од студијата се базира на техничкиот дел и ги вклучува сите потребни капитални и оперативни расходи.
Сите инвестиции и оперативни трошоци се утврдуваат детално на годишно ниво. Резултатите се оценуваат со користење на методи на финансиска математика во рамките на банкарски финансиски модел. Утврдени се реалните просечни трошоци (RAC) и други клучни индикатори за ископаниот лигнит во текот на животниот век на рудникот. Реалната просечна цена достигнува 12,06 €/т лигнит. За проценка на ризикот се спроведува анализа на чувствителност.
За една рударска компанија, успешната имплементација на рударски проекти за експлоатација на нови минерални наоѓалишта води кон остварување профит. За локалната заедница, активирањето на нови минерални наоѓалишта овозможува создавање нови работни места и зголемување на животниот стандард, развој на транспортната инфраструктура во однос на патиштата и енергетските мрежи, што претставува основа за поширок регионален економски развој. Сето ова заедно води кон зголемување на државните приходи кои можат да се инвестираат во области од особено општествено значење, како што се образованието, здравствената заштита и намалувањето на сиромаштијата. Сепак, проектите за експлоатација на минерални ресурси носат релативно високо ниво на ризик. За инвеститорите, овој ризик се одразува во можноста за губење на инвестираните средства. За локалната заедница, ризикот се изразува преку потенцијална појава

на значајни негативни надворешни ефекти како резултат на рударските активности, кои се одразуваат во деградација на животната средина. Придобивките од отворањето рудник може да се намалат ако штетите врз животната средина и влијанијата врз здравјето на локалната заедница се значителни, ако повратот на средствата за локалната заедница не е на задоволително ниво или ако државата ги троши приходите генерирани од оваа активност на непланиран начин.

Вкупната цена сè повеќе се определува врз основа на понудата и побарувачката на глобалниот пазар. На овој начин, ценовната компонента во горенаведената равенка во голема мера е одредена од надворешни фактори. При одредувањето на цената, областа во која рударскиот инженер може да даде придонес е поврзана со намалување на трошоците за производство по единица. Иако развојот на новата технологија достапна за рударски активности е многу брз, новата технологија се шири лесно и брзо низ целиот свет, и наскоро сите процеси на работа во рударството ќе бидат опремени со нова технологија. Затоа, за да се одржи профитабилноста на рудникот, рударскиот инженер мора постојано да ги испитува и проценува најдобрите и најразумните модели, на специфични начини, за намалување на трошоците на производство и оперативните трошоци, и мора постојано да го следи и проценува најсоодветното поставување и примена на специфични мерки за намалување на трошоците на производство.

6.3. Еколошки и безбедносни аспекти

Ориентацијата кон употребата на јаглен се смета за безбедна во многу земји. Неговото поефикасно искористување и можноста за користење чист јаглен се главните економски цели што треба да се решат со цел целосно да се елиминираат ограничувањата за развој на овој сектор. Јагленот е еден од најшироко користените енергетски ресурси во светот, а неговата употреба веројатно ќе се зголеми поради напредокот во современите технологии за намалување на емисиите на сулфур диоксид и јаглерод диоксид, како и можноста за негово користење како топлинска енергија во наредните години. Напредокот на технологиите за производство на јаглен ќе овозможи понатамошно зголемување на побарувачката за овој енергетски ресурс на глобално ниво, додека заштитата на еколошките услови останува клучен постулат на одржливиот развој. Покрај напредокот во производството на јаглен за време на процесот на финализирање, се очекува употребата на нови котли во термоелектраните да ја зголеми оперативната ефикасност и автоматизацијата на технологиите засновани на дигитален напредок за време на изградбата и пуштањето во употреба на идните електрани. Сето ова заедно ќе придонесе за зголемување на побарувачката за јаглен. Најкомпетентните светски експерти предвидуваат дека со технолошките иновации во експлоатација и преработката на јаглен, јагленот ќе заземе водечка позиција.

Потребно е да се разгледа дали лигнитот може да се ископува на начин што е во согласност со преференциите и политиките за заштита на животната средина.

Може ли ископувањето на лигнит да биде во согласност со преференциите и политиките на локалната заедница? Во овој контекст, ризикот може да се дефинира како степен до кој постојната деградација на животната средина и влијанијата врз локалната заедница се разликуваат од очекуваните, или како степен на промена во постојното јавно мислење, политиката и целокупните еколошки проблеми во споредба со она што било предвидено.

Развојот на предложениот рудник ќе има влијанија врз еколошките, социо-економските и социјалните услови во областа што директно го опкружува рудникот и поврзаната инфраструктура. Главното влијание врз квалитетот на воздухот од рударските активности е предизвикано од емисиите на прашина (терминот прашина се однесува на честички суспендирани во атмосферата). Прашината се состои од честички со различни големини и е резултат на рударските активности што се вршат во областа на експлоатацијата. Главните извори на емисии на прашина се ископувањето, ракувањето и транспортот на лигнит и откривки, како и ерозија на лигнитот и слоевите на откривката предизвикана од ветер. Главната тековна рударска опрема во рудникот Сибовц се состои од роторни багери со корпа, транспортни ленти и одлагачи. Истиот тип на континуирана рударска опрема се користи и за операции со лигнит и со откривка. Бидејќи рударската опрема работи во рамките на рудникот, генерираната прашина ќе биде во голема мера ограничена на локацијата на рудникот. Според литературата, честичките поголеми од 100 μm веројатно ќе се наталожат во рамките на 6 до 9 m од долниот емисионен хоризонт. Честичките со дијаметар помеѓу 30 μm и 100 μm веројатно тешко ќе се таложат и се очекува да се таложат во радиус од околу 100 m, во зависност од атмосферската турбуленција. Честичките помали од 10 μm имаат многу поголема веројатност да излезат од рудникот и да се распрснат во воздухот. Емисиите на прашина од транспортерските системи се поизразени. Други извори на емисии на загадувачки материи вклучуваат возила на дизел-мотор и помошна опрема. Загадувачите на воздухот во издувните гасови од возилата вклучуваат NOx, SO_2, CO, јаглеводороди, VOC и честички. Движењата на возилата, исто така, предизвикуваат повторна суспензија на прашина од земјата. Создавањето прашина многу зависи од површинската влажност и брзината на возилото. Во површинските рудници возилата се движат бавно, што го ограничува создавањето на прашина. Прашината генерирана од движењето на возилата обично се таложи во близина на местото на нејзиниот извор. Ова значи дека поголемиот дел од прашината генерирана од движењето на возилата во рамките на површинскиот коп, исто така, ќе се таложи во границите на површинскиот коп.

Движењето на возилата по неасфалтирани патишта на границите на рударските области, особено во близина на станбени зони, потенцијално може да има негативен ефект врз квалитетот на воздухот. Влијанието е просторно ограничено на области во близина на неасфалтирани патишта (десетици метри од патот) и се јавува само додека поминуваат возила. Поради нискиот интензитет на сообраќај, фугитивната прашина создадена од движењето на возилата може да има поголемо потенцијално влијание врз таложењето прашина во близина на

неасфалтирани патишта отколку врз концентрациите на честички во воздухот (10 μm).

Пожари што произлегуваат од спонтано согорување на лигнит можат да се појават на падините на површинските рудници, како и спорадично на ископните фронтови и во залихите на лигнит. Лигнитните слоеви се палат поради оксидацијата на запалив сулфур, кој, кога е во контакт со атмосферскиот кислород, произведува топлинска енергија потребна за самосогорување. Главните влијанија врз животната средина од спонтаното согорување на лигнит вклучуваат емисии на стаклени гасови (на пр., CO_2, CH_4) и емисии на токсични гасови како што се CO, N_2O, SO_x, прашина и други.

6.4. Сумирање на клучните резултати од истражувањето

Оваа студија истражува неколку важни димензии поврзани со управувањето и контролата на проектите во областа на површинското ископување јаглен. Всушност, студијата придонесува со тоа што дава општи насоки за тоа како може да се спроведе рударски проект преку избор на оптимална рударска опрема, како и нивните оптимални технолошки параметри. Ова се постигнува преку детална студија на геолошките, физичките, механичките и технолошките карактеристики на подрачјето и наоѓалиштето за кое проектот е дизајниран. Студијата ги опфаќа и техничките и структурните карактеристики на опремата за ископ, транспорт и одлагање и нивното усогласување со техно-рударските услови на областа во која се врши експлоатација. Овој процес на валидација, исто така ја обезбедува автентичноста на одредувачките фактори на експлоатација собрани од широк преглед на литературата што се однесува на прашањето за површинско ископување на лигнит.

Покрај тоа, одлучувачките фактори или основните критериуми за избор на најдобар систем се рангираат по приоритет во однос еден на друг со помош на фази TOPSIS моделот, кој се смета за широко користен модел во процесот на повеќекритериумското донесување одлуки. Процесот на рангирање според тежините на важност на критериумите им помага на менаџерите на рудниците да ги идентификуваат и да ги приоритизираат најкритичните фактори кои бараат посебно внимание за да се постигнат проектираните цели на избраниот систем за експлоатација. Понатаму, поради субјективната природа на одговорите од различни експерти, примената на фази моделот е оправдана во оваа студија, бидејќи тој исто така поддржува поголема веродостојност на потенцијалните резултати. Покрај тоа, се верува дека резултатите од студијата ќе им помогнат на менаџерите на проекти во оптимизирање на нивните процеси за избор на систем и во имплементација на оптимална технологија за постигнување максимална продуктивност на рудникот.

7. ДИСКУСИЈА

7.1. Толкување на оптималните технички параметри на технолошките системи за експлоатација на лигнит

Во површинскиот коп Сибовц, лигнитот се вади од стратифициран седиментен нанос со благо опаѓање. Годишното производство изнесува 10 милиони тони лигнит на површина од приближно 20 км². Според својот капацитет и обемот на областа вклучена во рударските операции, овој површински рудник може да се класифицира како површинска рударска операција од големи размери. При дизајнирањето и решавањето на рударските проблеми, како по правило, процесот секогаш започнува со идентификување на условите и ограничувањата кои одлучувачки влијаат врз изборот на најсоодветната алтернатива за системот за експлоатација на лежиштето. Основниот предуслов за ниски трошоци по единица за производство во површинската рударска индустрија е ефикасното искористување на времето и капацитетот на рударската опрема вклучена во ископувањето, товарењето и транспортот за време на отстранувањето на откривката и експлоатација на лигнит.

При изборот на технолошкиот систем за површинскиот коп Сибовц, најважните ограничувања кои беа земени предвид беа следниве:

1. Отпадните формации што ја сочинуваат откривката од лигнитниот слој во ова наоѓалиште покажуваат слаби геотехнички параметри, додека во присуство на вода физичко-механичките својства на глините очигледно се влошуваат уште повеќе. Затоа, во оваа студија, при изборот на оптимални геометриски параметри на рудникот, беа земени предвид сите ограничувања што произлегуваат од физичко-механичките својства на работната средина, како што се висината и наклонот на системот на работни етажи, ширината и носивоста на работните платформи, а особено аголот на наклон на активните етажи беше определен според критериумите за стабилност на наклонот против лизгање на поединечните етажи и на конечниот наклон.
2. Треба да се напомене дека геометриската анализа на површинските рудници, а особено одредувањето на најоптималниот режим на работа на експлоатација, претставува една од најтешките и најсложените задачи за рударските инженери за време на фазите на проектирање и имплементација на операциите за експлоатација на лигнит. Се нагласува дека овој проблем останува предизвик за рударските науки да развијат сè понапредни геометриски и аналитички методи за спроведување геометриски анализи на површински копови.
3. Коефициентите на искористеност на капацитетите и временската искористеност на рударската механизација претставуваат најсигурни индикатори за ефективноста на нивната примена и, генерално, за економски одржливо работење во површински коп. При изборот на технолошки систем

за експлоатација на лигнит, на овие коефициенти беше посветено доволно внимание.

4. Изборот на технологија за експлоатација е исто така значително под влијание на барањата за заштита на животната средина и од потребата за воспоставување рамнотежа помеѓу работната средина и оперативните процеси на експлоатација во површинскиот коп Сибовц. Бидејќи овој рудник се наоѓа во близина на земјоделска област и во близина на двете урбани зони на градовите Фуше Косово и Кастриот, посебно внимание беше посветено на прашањата за заштита на животната средина при изборот на технолошкиот систем со прифаќање на животната средина како еден од основните критериуми.
5. Косовската енергетска корпорација, со повеќе од 55 години традиција во експлоатацијата на лигнит и производството на електрична енергија, има богато технолошко и организациско искуство во извршувањето на рударски операции во отстранувањето на откривки, експлоатација и преработката на лигнит, како и депонирањето на отпад. Секако, при изборот на технолошкиот систем за техно-рударските услови што преовладуваат во наоѓалиштето Сибовц, ова искуство беше земено предвид поради трошоците и времетраењето поврзани со обуката и прилагодувањето на работната сила на избраните техники и технологии.
6. При изборот на транспортна опрема, како втора главна алка во рамките на технолошкиот систем, посебно внимание беше посветено на оптимизирање на носивоста преку употреба на модел за пресметка на капацитетот, со цел да се обезбеди постигнување на проектираниот годишен капацитет (во откривка и минерал), како и минимизирање на трошоците за транспорт.

Изборот на технолошки систем што ги исполнува сите горенаведени услови подразбира дека избраниот систем за експлоатација е прилагоден на реалната средина на наоѓалиштето на лигнит Сибовц. Потребата од препознавање на бројните фактори, услови и ограничувања кои се одлучувачки при изборот на технолошкиот систем потврдува дека ова претставува проблем во рударството кој бара повеќекритериумско одлучување и алтернативни технолошки системски решенија преку фазна анализа на прифатените критериуми.

7.2. Анализа и оправдување на оптимизацијата

Рамнотежата помеѓу безбедноста, производството и одржливоста (Составено од сертифицираниот геолог Dr. Gerard Molatoli Letlatsa, 2019.01.08, 14 Bowkeria Str., Brackendowns 1448)

Експлоатација на вредни минерали од површинските рудници повлекува инхерентни ризици, додека деформациите на косината претставуваат значителна закана за безбедноста на работниците и оперативната стабилност. Постигнувањето соодветна рамнотежа помеѓу максимизирање на процентот на јаглен изваден од слој и давањето приоритет на безбедноста бара сеопфатен пристап базиран на податоци. Оваа рамка, составена од сертифицираниот геолог

- Жерар Молатоли Летлаца, геолог со над 30 години искуство во тешката градежна и рударска индустрија, опишува постапка од повеќе чекори за оптимизација на површинските рударски операции, нагласувајќи ги и економските и безбедносните аспекти.

Основни принципи:

- *Балансирање на економијата со безбедноста: Квантифицирајте ги и економските придобивки и безбедносните ризици за да донесувате информирани одлуки, давајќи приоритет на долгорочната одржливост и инвестирајќи во превентивни мерки.*
- *Пристап базиран на податоци: Користете напредни технологии како 3D геолошко моделирање, следење во реално време и машинско учење за да добиете подлабоки сознанија од собраните податоци.*
- *Ублажување на ризикот: Имплементирајте проактивен пристап, рано идентификувајќи и справувајќи се со потенцијалните опасности, применувајќи слоевити стратегии за ублажување и континуирано прегледувајќи и ажурирајќи ги проценките на ризикот.*
- *Усогласеност со регулативите: Бидете информирани за промени во прописите и најдобрите практики во индустријата, барајќи стручно водство за да се обезбеди нивното почитување.*

7.3. Ограничувања и ризици на истражувањето

Оваа студија има неколку ограничувања што вреди да се земат предвид при изборот на најсоодветната алтернатива и обезбедување ефикасно управување со процесот на експлоатација на површинскиот лигнит. Едно ограничување е тоа што оваа студија идентификува четири влијателни критериуми во повеќекритериумското одлучување за избор на рударски систем и опрема за ископ/товарење, транспорт и одлагање, кои беа идентификувани преку преглед на релевантната литература во областа што ја опфаќа студијата, а кои во пракса може да бидат повеќе или помалку. Во случај на поголем број критериуми, или соодветно поткритериуми што го одредуваат системот за експлоатација, резултатите од студијата може да бидат посигурни и покорисни, а обратно, помалку такви кога се усвојуваат помал број критериуми. Друго ограничување се однесува на мислењата на експертите и менаџерите за рударско инженерство кои можат да бидат пристрасни и субјективни и затоа можат да влијаат на целокупните резултати од студијата.

Покрај ова, резултатите од студијата се верифицирани само во едно единствено рударско поле од студијата на случај, полето Сибовц во Косовскиот басен на лигнит, што значи дека презентираниот пристап можеби нема да биде валидиран во други рударски полиња, односно, резултатите од студијата не можат да се генерализираат за сите површински рудници за лигнит, а уште помалку на сите површински рудници што експлоатираат други видови минерални ресурси. Во иднина, оваа истражувачка студија може да се прошири за да се испита методот на агрегирање на тежини и проценки на атрибути и други видови функции на

припадност, на пример трапезоидни или експоненцијални. Понатаму, може да се развие софтверски пакет за да се автоматизира процесот на пресметка и тој да се направи поефикасен и посигурен.

7.4. Практична имплементација на резултатите од истражувањето

Моменталните потреби за снабдување со јаглен бараат зголемување на производствениот капацитет во новиот рудник Сибовц до 10 милиони тони годишно. Затоа, потребно е да се интензивираат рударските операции поврзани со отворањето, подготовката и експлоатација на лигнит во овој рудник, каде што проектот предвидува експлоатација на лигнит од ова лежиште во следните 50 години. Според тоа, КЕК разви стратегија за редовно и долгорочно снабдување со јаглен на термоцентралите Косово А и Б преку отворање на рудникот во северниот дел, а преку преместување на селото Хаде на наоѓалиштето Сибовц. Според оваа стратегија, следува дека безбедното и одржливо производство на лигнит од рударските полиња на Косовскиот басен за КЕК претставува клучна поддршка и предуслов за постигнување рамнотежа во производството на електрична енергија во Република Косово, бидејќи Косовскиот басен на лигнит снабдува термоелектрани со вкупен инсталиран капацитет од над 900 MW.

Во овој контекст, долгорочната програма за Косовскиот басен го потврди концептот на експлоатација на лигнит со униформен квалитет и максимално можно годишно производство на наоѓалиштето во басенот Сибовц до 10×10^6 t/годишно. Бидејќи овој стратешки документ го вклучува дизајнот на развојот на површинскиот коп Сибовц со планирано максимално годишно производство на лигнит за периодот на развој до 2070 година, верифицираната концепција за експлоатација на лигнит со униформен квалитет и максимален годишен производствен капацитет до 10×10^6 t целосно ја исполнува проектираната динамика на експлоатација, имено потребното годишно производство на лигнит усогласено со термоенергетските капацитети за периодот до 2030 година, а воедно создавајќи реална основа за понатамошен развој на енергетскиот сектор преку изградба на заменски и нови термоенергетски капацитети.

Избраниот и аналитички потврден технолошки систем, земајќи ги предвид основните фактори што влијаат врз развојот на рударските операции, покажува дека опрема дефинирана во оваа студија може да ја постигне посакуваната продуктивност на површинско вадење лигнит. Зголемувањето на капацитетот на површинскиот коп бара да се посвети посебно внимание на процесите на ископ, транспорт и преработка на лигнит, бидејќи тие претставуваат најважните и најскапи елементи на соодветните технолошки процеси. Ова прашање наметнува примена на посовремени и порационални форми на ископ и транспорт, со повисоки коефициенти на искористеност на опремата за ископ и транспорт. Економската оправданост на експлоатацијата на лигнит во површинскиот коп Сибовц, покрај моменталната пазарна цена на лигнитот, во голема мера зависи од применетиот систем за експлоатација, како и од технологијата и механизацијата со која се врши експлоатацијата. Имајќи го ова предвид, посебно внимание во оваа студија е

посветено на анализата на изборот на технолошкиот систем за експлоатација и неговите елементи кои се и практично потврдени за геолошко-рударските и техно-технолошките услови на наоѓалиштето Сибовц.

Според формулите за пресметување на поединечните елементи на комбинираниот технолошки систем БТО–ЕК, беше определен бројот на багери потребни за отстранување на откривката и вадење на лигнит, како и бројот на транспортери со лента за транспорт на формации на откривката до депонијата и лигнит до депонија за дробилка. Врз основа на резултатите добиени од пресметките презентирани во поглавјата 5 и 6, беше спроведена економска анализа на резултатите постигнати со споменатите технологии за различни производствени капацитети. Врз основа на годишното производство на лигнит, беа утврдени основните параметри, имено капацитетот и бројот на елементи на комплексот за циклично ископување-транспорт-депонирање за системите БТО и ЕК.

8. ЗАКЛУЧОК И ПРЕПОРАКИ

Во оваа дисертација се анализираат технико-економските аспекти на зголемување на капацитетот за површински коп на Сибовц, како и евалуацијата на постоечката опрема со цел ефикасно да се реализира оваа цел. Потребите за електрична енергија на глобално ниво постојано се зголемуваат, тренд кој исто така се рефлектира во Република Косово и околните земји.

Студијата дава јасен увид во резервите на лигнит, производството, потрошувачката и движењето на цените. Уделот на лигнит во производството на електрична енергија во Косово е околу 97 %. Со други зборови, лигнитот сè уште е главен извор на енергија за производство на електрична енергија, па затоа неговото производство во Косово има континуиран тренд на раст, како што е случајот со производството и потрошувачката на енергија. Енергетските побарувачки доведуваат до зголемување на производството на лигнит, но исто така и до потребата за изградба на други капацитети на нови централи за да се задоволат потребите на потрошувачите за енергија и за извоз на светските пазари како баран минерал.

Земајќи ги предвид верифицираните геолошки резерви на лигнит во Косовскиот басен, кои надминуваат 12 милијарди тони, и поволните техничко-рударски услови во оваа област, резултатите од оваа работа покажуваат дека е технички и економски изводливо да се зголеми производствениот капацитет до 15 милиони тони годишно. Овој производствен капацитет ќе ги задоволи долгорочните барања на Косово за снабдување со енергија за сопствените потреби и потенцијалниот извоз во регионот во наредните години. Навистина, оваа количина на лигнит ќе биде доволна за снабдување со суровини за постоечките централи, Косово А и Косово Б, но исто така и за нова централа. Ова е оправдано со фактот дека секоја нова централа во големина од 500 MW ќе има потреба од снабдување со лигнит со годишна количина од околу 4Mt. Затоа, целта на оваа дисертација беше евалуација и избор на системот за искористување на лигнит за реализација на производствениот капацитет од 15 Mt на лигнит во секторот кој носи лигнит наречен Сибовц со површина од околу 20 км^2.

Во секојдневната рударска активност, потребно е да се извршат детални анализи и да се дефинираат посакуваните резултати, кои се добиваат како резултат на спроведувањето на инвестицискиот проект. Особено е важно внимателно да се одберат рударски проекти во кои се инвестираат големи суми на финансиски средства. Проценката на ефектите и изборот на рударски проекти, како и во повеќето инвестициски проекти, главно се базира на пресметка на технички, технолошки и економски индикатори на работа. Со цел да се оцени проектот, потребно е да се анализираат и измерат ефектите добиени од спроведувањето на инвестицискиот проект, како и да се утврдат ефектите на проектот со пресметување на соодветните индикатори.

Студијата беше спроведена на теоретско и практично ниво со цел да се оптимизираат техничко-технолошките параметри на системот за континуирано искористување на ВТО со цел да се постигне проектираниот капацитет. На

теоретско ниво, вклучени се податоци од досегашната пракса и досегашните истражувања, кои ја поддржаа хармонизацијата на кинематографско-конструктивните карактеристики на опремата на системот ВТО со карактеристиките на работната средина на басенот на Косово. Теренските истражувања беа спроведени во континуираниот систем на ВТО, кој работи во површинскиот рудник изграден во Косовскиот басен од почетокот на експлоатацијата, и тоа во откривањето и експлоатација на лигнит.

Во почетната фаза беа дефинирани истражувачките цели и методологијата за избор на оптимален систем на експлоатација, базирана на меѓусебната зависност помеѓу карактеристиките на опремата за ископување, транспорт и депонирање и параметрите на нивната работна средина. Ефективниот капацитет на рударската опрема која го сочинува комбинираниот технолошки систем ги рефлектира влијанијата на најзначајните фактори, меѓу кои се издвојуваат следните:

- Конструктивно-кинематичките параметри на опремата ангажирана во процесите на ископување, транспорт и депонирање (стивирање), како што се: волуменот на кофите, фреквенцијата на нивното празнење, линеарните димензии на избраните багери, ширината и брзината на транспортните ленти и др., врз основа на кои беа определени теоретските капацитети на рударската опрема во рамките на комбинираниот технолошки систем на експлоатација;
- Основните геомеханички карактеристики на работната средина, како што се: отпорноста кон ископување на покривните формации и на лигнитот, нивната густина, коефициентите на раздробување и полнење на кофите со овие материјали, кои заедно со параметрите определени за теоретскиот капацитет го дефинираат техничкиот капацитет на рударската опрема;
- Технолошките параметри поврзани со геометријата на ископувањето на багерите, чистото време на ископување и маневрирање во работниот блок, при што за определување на ефективниот капацитет на багерите, покрај кинематичко-конструктивните и геомеханичките параметри, беше земено предвид и влијанието на технолошките фактори.

Резултатите добиени од верификацијата на методологијата за повеќекритериумско донесување одлуки во однос на избраната рударска опрема, за техничко-рударските услови што преовладуваат во лигнитното лежиште Сибовц, јасно ја потврдуваат применливоста на овој пристап во реални услови на работа. Врз основа на овие резултати може да се заклучи дека методологијата развиена во оваа дисертација е целосно применлива за пресметка на ефективниот капацитет на рударската опрема во реални работни услови.

Остварувањето на економските цели на рударските проекти е директно поврзано со геолошките, економските и техничко-рударските параметри, додека процесот на планирање и производство бара изнаоѓање на оптимално решение кое обезбедува максимално исполнување на проектираните цели за производство, безбедност при работа и профитабилност. Конвенционалните детерминистички модели не се во можност да понудат соодветни решенија за современите барања на рударската практика при експлоатација на лигнит, ниту пак за решавање на сложени рударски

проблеми, бидејќи не ги земаат предвид сите релевантни елементи кои влијаат врз процесот на оптимизација на рударското производство.

Поради тоа, во последните три децении се развиени методите за повеќекритериумско донесување одлуки и фазните модели, кои денес се широко применувани во сите научни области, вклучително и во рударското инженерство. Во оваа докторска дисертација овие модели се обработени на концизен начин, а за нивна практична демонстрација, при изборот на оптималниот систем за експлоатација на лигнитот во геолошко-рударските и технолошките услови на лежиштето Сибовц, е применет фазниот TOPSIS модел. Од анализата на добиените резултати се добиваат следниве заклучоци:

- Површинската експлоатација на лигнитните полиња во Република Косово, врз основа на досегашната експлоатациска практика, е успешно реализирана со примена на комбинираниот систем на експлоатација БТО + ЕК. Овој систем се карактеризира со употреба на роторни багери и хидраулични багери за отстранување на неплодните карпести маси и за експлоатација на лигнитот, како и со транспорт и депонирање на ископаните покривни формации преку примена на лентови транспортери, камиони и стакери, кои се одликуваат со високи производствени капацитети.
- Многу поволните технички услови за рударство, многу поволниот коефициент на детекција, големата дебелина на слојот на лигнит и неговото речиси хоризонтално просторно поставување, геотехничките својства на покривката и лигнитот овозможуваат реализација на дизајнираниот капацитет со ниска цена и со висока безбедност во работа.
- Косовскиот јагленосен басен, со планирано зголемување на капацитетот до 15 милиони тони, заедно со поправените блокови на „Косово – А“ и „Косово Б“ ТЕ и со изградбата на нов блок од 500 MW во наредниот период ќе стане еден од најсигурните снабдувачи на електрична енергија за КЕК.
- Лигнитот како енергетска суровина за Република Косово е од национално значење, особено ако се земе предвид дека над 97% од електричната енергија во Република Косово се добива од согорувањето на овој извор на енергија.
- Употребливите обемни резерви и квалитетот на лигнитот кој се наоѓа во наоѓалиштето Сибовц претставуваат или создаваат поволни услови за развој на процесот на експлоатација и овозможуваат зголемување на капацитетот за производство на лигнит на 15 милиони тони годишно во периодот од 2023 до 2064 година.
- Од техничко-економската анализа на проектот, резултирало дека годишното производство од 15 милиони тони лигнит обезбедува профитабилни операции со планираните инвестиции. Дизајнираната рударска опрема ја задоволува годишната количина на лигнит, бројот на вработени е оптимален, а континуитетот во експлоатација на лигнит обезбедува работа на површинскиот рудник со животен век од повеќе од половина век.
- Методологијата разработена и применета во оваа докторска дисертација овозможува систематско определување на типот и оптималните параметри

на комбинираниот систем на експлоатација, при што истата може успешно да се применува и во други површински рудници на лигнит со слични геолошки, технолошки и експлоатациони услови.

Идни насоки за истражување и проучување:

Иако оваа докторска дисертација дава одговори на низа отворени прашања во областа на технологијата на експлоатација на јагленовите лежишта, истовремено се наметнуваат и други проблеми кои претставуваат потенцијални насоки за идни научноистражувачки активности. Во таа насока, како можни предмети на понатамошни истражувања се издвојуваат следните:

- Развивање на компјутерска програма базирана на методологијата обработена во овој труд;
- Примена на алтернативен фазен модел и споредбена анализа на резултатите добиени од примената на различни модели при идентични услови на експлоатација;
- Истражување на отпорноста кон ископување на формациите кои ја сочинуваат покривката на лигнитниот слој, како и на самиот лигнит во Косовскиот јагленов басен;
- Едукација и формирање на нови професионалци и специјалисти од областа на рударското инженерство, кое има единствена улога на национално ниво во Република Косово, врз основа на современи, квалитетни и соодветно приспособени образовни програми за експлоатација на минералните ресурси како клучен природен потенцијал за економскиот развој на земјата.
- Развој и понатамошно усовршување на методолошката рамка, која е фокусирана на процедурите за избор и евалуација на целата рударска опрема за реализација на сите фази на технолошкиот производствен процес: ископување, транспорт и редење според релевантните критериуми.
- Клучот за рударскиот проект да биде успешен е детална обработка на податоци и добро познавање на рударските прашања, односно професионално знаење за решавање на проблемите во областа на рударската индустрија е итно потребно.
- Создавање на база на податоци која ги содржи сите информации за сите геолошки, хидрогеолошки, геомеханички и техничко-рударски карактеристики за јагленосниот басен на Косово. Формирањето на базата на податоци ќе овозможи подетална анализа на сите параметри на рударскиот проект.
- Оптимизација на работните процеси, за намалување на вкупните трошоци за производство на лигнит и ублажување на влијанијата врз животната средина, со цел да се донесе максимален профит за компанијата и примена на оваа оптимизација во други потенцијални полиња на лигнит слични на полето проучувано во студијата.

Државата Косово на долг рок треба да биде поврзана со продолжување на работата на постоечкиот и новиот термоенергетски комплекс во сливот на Косово, предвидувајќи го лигнитот на водечка позиција на извори на енергија од фосилно потекло. Намалување на емисиите на сулфур диоксид и јаглерод диоксид, намалување на термоенергетскиот отпад, користење во индустријата и зголемување на ефикасноста на топлинската енергија денес се теми на различни проекти во нашата земја кои треба успешно да бидат завршени во наредните години. Унапредувањето на технологиите за производство на лигнит ќе овозможи понатамошно зголемување на побарувачката за овој извор на енергија на глобално ниво, но исто така зачувувањето на условите се клучните постулати на одржливиот развој. Во прилог на унапредувањето на производството на јаглен во процесот на финализација, се очекува дека употребата на нови котли во електричните централи ќе ја зголеми ефикасноста на вработените, додека американската литература ја нагласува автоматизацијата и технологиите врз основа на дигитален напредок за време на изградбата и пуштањето во употреба на идните централи. Ова, заедно со технолошките иновации во процесот на ископување на јаглен, ќе придонесе за зголемување на побарувачката за јаглен.

КОРИСТЕНА ЛИТЕРАТУРА

[1] Andreev. R (2015). Evaluation of Hydraulic Excavator and Rope Shovel Major Maintenance Costs in Operation. University of Alberta.

[2] Aghajani, A., Osanloo, M., Akbarpour, M. “Optimizing loading system of Gol-e-Gohar iron ore mine of Iran by genetic algorithm” Iron ore conference, 2007, Australia.

[3] Aghajani Bazzazi, A., Osanloo, M., Soltanmohammadil, H. “Loading-haulage equipment selection in open pit mines based on fuzzy-TOPSIS method”, 2008.

[4] Aghajani, A., Osanloo, M. Application of AHP-TOPSIS Method for Loading-Haulage Equipment Selection in Open pit Mines. XXVII International Mining Convention, 2007, Mexico.

[5] Bandopadhyay, S., Venkatasub ramanian, P. “Expert systems as decision aid in surfacemine equipment selection”. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 1, 2, 159–165, 1987.

[6] Bascetin, A. An application of the analytic hierarchy process in equipment selection at Orhaneli open pit coal mine. Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A), Vol. 113, A192-A199, 2004.

[7] Drebenstedt. C. & Singhal. R (2013). Mine Planning and Equipment Selection, Dresden -Germany.

[8] Gogolewska. A (2011). Surface and Underground Mining technology,Wraclaw University of Technology.

[9] Group authors (2019). Përgatitja e planit të detajuar të prodhimit dhe investimeve për minierën e re (KEK), Prishtine.

[10] Hranislaw. (1976). Analiza kapaciteta rotornog bagera SRs-470.20/3 uslovima površinskog otkopa Kosovskog ugljenog basen i utvrdjivanje maksimalnog kapaciteta bagera pri radu na etažama visine 15 do 20 metra. Beograd.

[11] Haliti. R (2024). Statistika në Inxhinierinë Minerare, Prishtinë.

[12] Haliti. R (2024). Teknologjia e shfrytëzimit sipërfaqësor I dhe II”, Monografi Shkencore Prishtinë.

[13] Haliti. R (2022). Aplikimi i Metodave Fazi në Inxhinierinë Minerare, Prishtinë.

[14] Haliti. R (2021). Transporti dhe Ngritja në Miniera - Monografi, Prishtinë.

[15] Haliti. R (2021). Gjemekanika e aplikuar”; e-Libër ”, Prishtinë.

[16] Haliti. R (2020). Përmbledhje Detyrash nga Teknologjia e Shfrytëzimit Sipërfaqësor",e-Libër, Prishtinë.

[17] Haliti. R (2017). Analysis of Ground geometry, Excavation with Bucker Wheel Excavator, Lambert Academic Publishing.

[18] Haliti. R (2016). Bazat e Gjeoteknikës, Prishtinë.

[19] Haliti. R (2015). Mekanika teknike e shkëmbinjve. Monografi, .Prishtine.

[20] Hyseni, A., Haliti. R., (2025). Enhancing the efficiency of lignite exploitation in the Kosovo mining field. Proceedings 16th Conferences with Internacional participation, Ljubljana, 27.

[21] Hyseni. A., Panov. Z., Haliti. R., & Hyseni, S. (2025). Optimal Surface Exploitation Planning for the New Lignite Mine in Sibovc, Kosovo. J. Int. Environmental Application and Science, Vol. 20 (2), 123-130.

[22] Hyseni. A., & Panov, Z. (2025). Selection of Surface Exploitation Systems in the Kosovo Lignite Basin (Sibovc Field). N0 74, 1-8. <https://doi.org/10.5281/zenodo.15634014> пристапено на: 14.10.2025.

[23] Hyseni. A., & Panov, Z. (2025). Lignite Extraction Planning in the Sibovc field, Kosovo. <https://doi.org/10.5281/zenodo.15853733> пристапено на: 15.10.2025.

[24] Ignjatović D (2011). RUDARSKE MAŠINE" Skripta II Beograd.

[25] Kennedy. B.A. (2009). Surface Mining 2nd Edition Inc. Electronic edition published.

[26] Kolkiewicz. W (1974). Koriścenje osnovnih maśina u povrśinskoj eksploataciji (превод од полски).

[27] Kacprzak, D. "Fuzzy Topsis Method for Group Decision Making", Vol 13 ,DOI: 10.22367/mcdm.2018.

[28] Kun. J (1981). Povrśinska eksploatacia lignita, Beograd.

[29] Kennedy B.A (1990). Surface Mining, Society for mining, metallurgy and exploration, Inc., Colorado.

[30] Kelsh. H (2008). Parameters of hydraulic mining excavators for successful rope shovels replacement in low ambient temperatures. Mining informational and analytical bulletin,11, 76-79.

[31] Lazić. A (1988). Selektivno otkopavanje rotornim bagerima na povrśinskim kopovima ugla. (RGF – Beograd).

[32] Makovŝek. B (2008). Podzemna in povrsinŝka eksploatacija, Velenje - Slovenia.

[33] Mohammadi, A., Aryaeefar, H. "Introducing a new method to expand TOPSIS decision making model to fuzzy TOPSIS",The Journal of Mathematics and Computer Science. TJMCS Vol .2 No.1 (2011).

[34] Neelima B. Kore, K. Ravi, S. B. Patil : "A Simplified Description of FUZZY TOPSIS Method for Multi Criteria Decision Making", IRJET,2017.

[35] Özdemir, A.C. "Use of Integrated AHP-Topsis Method in Selection of Optimum Mine Planning for Open-Pit Mines ", Article in Archives of Mining Sciences · March 2023

[36] Paul. D. T (2010). Equipment management: Key to equipment reliability and productivity in mining. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, USA, 317.

[37] P&H Mining Equipment (2007). Electric versus hydraulic. Mining Magazine. pp. 42-51 .

[38] P&H Mining Equipment (2007). Peak performance practices – excavator selection (Edited summary). Mining Magazine, 42-51 .

[39] P&H 2800XPC Electric mining shovel – AC Drive (2012). Product overview. Joy Global / P&H, brochure. Joy Global Inc.

[40] PC 2000-8 Hydraulic excavator. Komatsu, brochure (2008). Komatsu printed in USA 117.

[41] RH40-E Hydraulic mining excavator (2008). TEREX / O&K, brochure.

[42] R 994 B Hydraulic excavator (2004). Technical description. Liebherr. Brochure. Printed in Germany by Eberl .

[43] Ratan R. T (2014). Surface and Underground Excavations Methods,Techniques and Equipment, London.

[44] Smith, R., & Brown, J. (2016). Surface Mining Operations, Springer. Heidelberg, Germany.

[45] Speight, J. G. (2013). The Chemistry and Technology of Coal (3rd ed.). CRC Press. USA.

[46] Satchell. S (2010). Optimizing optimazition ,The Next Generation of Optimization Applications and Theory. Elsevier, London -UK.

[47] Sullivan.O A & Steven. M (2003). Economics: Principles in action. Pearson Prentice Hall, New Jersey, 541.

[48] Simić. R & Popović. N (1984). Teknologija površinske eksploatacije leziśta, Сараево.

[49] Savić. Lj, Jakovljević. I (1995). Zbirka rešenih Zadataka iz tehnologie površinke eksploatacije mineralnih sirovina, Prishtinë.

[50] Spasić. N (1982). Tehnologia površinske eksploatacije mineralnih sirovina, Prishtinë.

[51] Shah. K. P (2018). Construction and Maintenance of Belt Conveyors for Coal and Bulk Material Handling Plants.

[52] Sorin, N., Simona, D., Ioan, D. ''Fuzzy TOPSIS: A General View'' ScienceDirect, 2016.

[53] Vukosi, D., Baloyi. ''The Development of a Mining Method Selection Model through a detailed assessment of Multi-criteria Decision Methods'', UNIVERSITY OF PRETORIA, 2018.

[54] Yazdani-Chamzini, A. and Haji Yakhchal, S. "Handling equipment Selection in open pit mines by using an integrated model based on group decision making'' ,www.GrowingScience.com/ijiec, 2012.

[55] Zeqja. Sh (1975). Procese dhe Makina (Mekanizimi i punëve të renda), UP i Tiranës.

[56] Živković. S, Vrkljan. D. (2002). Površinska eksploatacija mineralnih sirovina, Zagreb.