

Міністерство освіти і науки України  
Державний вищий навчальний заклад  
«Національний гірничий університет»

Кафедра Відкритих гірничих робіт  
(повна назва)

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
дипломна робота  
*магістра*  
(освітньо-кваліфікаційний рівень)

Галузь знань: 18 Виробництво та технології

Спеціальність: 184 Гірництво

Освітній рівень: Повна вища освіта

Кваліфікація: 2147.Гірничий інженер

на тему: «Технологія внутрішнього відвалоутворення розкритих глинистих порід в умовах Баничського родовища кварцитовидних пісковиків».

Виконавиць: студент 6 курсу, групи 184м-16-8

\_\_\_\_\_  
(підпис)

Гаценко Д.О.  
(прізвище та ініціали)

<i>Керівники</i>	<i>Прізвище, ініціали</i>	<i>Оцінка</i>	<i>Підпис</i>
<i>проекту</i>	<i>Симоненко В.І.</i>		
<i>розділів:</i>	<i>Симоненко В.І.</i>		

<i>Рецензія</i>	<i>Гриценко Л.С.</i>		
-----------------	----------------------	--	--

<i>Нормоконтроль</i>	<i>Пчолкін Г.Д.</i>		
----------------------	---------------------	--	--

Дніпро  
2018

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**

завідувач кафедри

Відкритих гірничих робіт

\_\_\_\_\_ Б.Ю. Собко  
(підпис)

« \_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 р.

## **ТЕХНІЧНЕ ЗАВДАННЯ**

**на виконання кваліфікаційної роботи магістра**

**спеціальності:** 184 Гірництво, **спеціалізація:** «Відкрита розробка родовищ»

**студенту групи** 184М-16-8  
(група)

Гаценко Д.О.  
(прізвище та ініціали)

**Тема дипломної роботи:** «Технологія внутрішнього відвалоутворення розкривних глинистих порід в умовах Баничського родовища кварцитовидних пісковиків».

### **1. ПІДСТАВИ ДЛЯ ВИКОНАННЯ РОБОТИ:**

Наказ ректора Державного ВНЗ «НГУ»

від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

### **2. МЕТА ТА ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ РОБОТИ:**

**Об'єкт дослідження:** внутрішньокар'єрне складування порід розкриву в умовах Баничського родовища кварцитів.

**Предмет дослідження:** фактори та параметри, що впливають на стійкість внутрішнього відвалу в умовах зсувних процесів.

**Мета роботи:** обґрунтування технологій внутрішньокар'єрного складування порід розкриву в умовах Баничського родовища кварцитів.

#### ***Вихідні дані для проведення роботи:***

- результати наукових досліджень та проектних розробок за зазначеними проблемам, що виконувалися в Національному гірничому університеті;

- проектні матеріали з розробки Баничського родовища кварцитів;

- плани розвитку гірничих робіт, геологічні розрізи та гідрогеологічні умови розробки Баничського родовища;

- матеріали досліджень зсувних процесів, які відбувалися в період експлуатації Глухівського кар'єру.

### 3. ОЧИКУВАНІ РЕЗУЛЬТАТИ:

**Наукова новизна отриманих результатів:** на підставі встановлених залежностей параметрів внутрішнього відвалу від коефіцієнта запасу стійкості обґрунтована оптимальна технологія внутрішньокар'єрного складування порід розкриву при розробці Глухівського кар'єру.

**Практична цінність:** Розроблено рекомендації щодо впровадження технологій відвалоутворення при розробці річних планів розвитку гірничих робіт на Глухівському кар'єрі. Обґрунтовано технологічні параметри внутрішньокар'єрного складування глинисто-піщаних порід, що формуються одним високим ярусом.

### 4. ЕТАПИ ВИКОНАННЯ РОБОТИ:

Розділ	<i>Найменування етапів роботи</i>	Термін виконання
<i>Розділ 1</i>	Стан питання і завдання дослідження.	<i>20.10.2017</i>
<i>Розділ 2</i>	Аналіз роботи Баничського родовища кварцитів.	<i>20.11.2017</i>
<i>Розділ 3</i>	Дослідження факторів що впливають на стійкість укосів відвалів.	<i>20.12.2017</i>
<i>Розділ 4</i>	Обґрунтування технології формування стійких укосів внутрішнього відвалу в умовах відпрацювання Глухівського кар'єру кварцитів.	<i>22.01.2018</i>

### 5. ЕФЕКТИВНІСТЬ РЕЗУЛЬТАТІВ РОБОТИ:

Завдання видав \_\_\_\_\_ В.І. Симоненко

Завдання прийняв до виконання \_\_\_\_\_ Д.О. Гаценко

Дата видачі завдання: 20.09.2017 р.

Термін подання дипломного проекту до ДЕК 26.01.2018 р.

## **РЕФЕРАТ**

Структура и объем работы: дипломная работа состоит из введения, 4-х разделов, выводов, перечня ссылок и 3 приложений; содержит 103 страницы машинописного текста, 17 рисунков, 4 таблицы, 17 презентационных листов (слайдов).

**Объект исследования:** внутрикарьерное складирование вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

**Цель работы:** обоснование технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

Во введении подчеркивается актуальность усовершенствования технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях ведения горных работ на Глуховском карьере.

В первом разделе рассмотрена особенность технологии открытой разработки нерудных месторождений, а также проведен обзор литературных источников по технологии открытой разработки нерудных месторождений с внутрикарьерным складированием вскрышных пород и отходов производства.

Во втором разделе проведен анализ работы Баничского месторождения кварцитов, проведен анализ действующих проектов разработки месторождения, а также анализ оползневых процессов на внутренних отвалах Глуховского карьера.

В третьем разделе проведен анализ факторов, влияющих на устойчивость откосов отвалов.

В заключительном разделе обосновано технологию формирования устойчивых откосов внутреннего отвала в условиях отработки Глуховского карьера кварцитовых песчаников: параметры внутреннего отвала, результирующий угол, коэффициент запаса устойчивости, а также параметры инженерных сооружений для поддержания заданной устойчивости откосов.

В выводах приведены результаты магистерской работы.

**КАРЬЕР, ВНУТРЕННИЙ ОТВАЛ, УГОЛ ОТКОСА ОТВАЛА, КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ, ПОРОДНАЯ ПРИЗМА.**

**СОДЕРЖАНИЕ**

1. ПОЛОЖЕНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ .....	11
1.1 Особенности технологии открытой разработки нерудных месторождений .....	11
1.2 Анализ литературных источников по проблеме технологии открытой разработки нерудных месторождений с внутрикарьерным складированием вскрышных пород и отходов производства.....	20
1.3 Особенности формирования выработанного пространства карьеров для складирования отходов и ППИ.....	27
1.4 Цель, задачи и методы исследования .....	31
1.5 Исходные материалы.....	32
2. АНАЛИЗ РАБОТЫ БАННИЧИКСОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КВАРЦИТОВ...	33
2.1 Общие сведения и краткая геолого-промышленная характеристика Банничского месторождения кварцитовидных песчаников .....	33
2.1.1 Общие сведения о Банничском месторождении.....	33
2.1.2 Геологическое строение месторождения.....	34
2.1.3 Гидрогеологические условия месторождения .....	35
2.1.4 Качественная характеристика полезного ископаемого.....	37
2.2 Анализ действующих проектов разработки месторождения .....	38
2.3 Анализ соответствия фактического выполнения горных работ относительно плана развития горных работ.....	45
2.3 Анализ плана горных работ на 2018 год .....	50
2.4 Анализ фактического состояния производственных мощностей, оценка степени их физического и морального износа .....	53
2.5 Анализ оползневых процессов на внутренних отвалах Глуковского карьера .....	59

3. ИСЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ ВЛИЯЮЩИХ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ ОТВАЛОВ.....	61
3.1 Общие вопросы целесообразности управления устойчивостью отвалов и бортов карьеров.....	61
3.2 Природные и техногенные факторы устойчивости массивов.....	63
3.2.1 Массивы горных пород отвалов и бортов, общая характеристика.....	63
3.2.2 Факторы устойчивости массивов.....	65
3.2.3 Основные свойства пород, регулирующих устойчивость горного массива.....	66
3.2.4 Подземные воды и климатические факторы.....	66
3.2.5 Техногенные факторы устойчивости отвалов и бортов.....	70
3.3 Деформация бортов и откосов.....	70
3.4 Наблюдение за состоянием бортов и отвалов, паспортизация деформаций откосов отвалов и бортов, прогнозирование устойчивости бортов ..	72
3.5 Управление устойчивостью бортов.....	74
4. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФОРМИРОВАНИЯ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА В УСЛОВИЯХ ОТРАБОТКИ ГЛУХОВСКОГО КАРЬЕРА КВАРЦИТОВЫХ ПЕСЧАНИКОВ.....	76
4.1 Определение угла откоса отвалов, размещаемых на устойчивой основе.....	76
4.1.1 В отвале отсутствуют явно выраженные поверхности ослабления.....	76
4.1.2 Отвал имеет выпуклую форму откоса, поверхность ослабления отсутствует.....	77
4.2 Методика расчета параметров отвалов, расположенных на слое неустойчивых (пластических) пород.....	79
4.3 Моделирование расчета устойчивости внутреннего отвала.....	80
4.4 Формирование одноярусного внутреннего отвала в условиях Глуховского карьера.....	81
4.4.1 Определение параметров внутреннего отвала.....	82

4.4.2	Определение результирующего угла откоса внутреннего отвала	83
4.4.3	Определение коэффициента устойчивости внутреннего отвала ..	84
4.5	Расчеты параметров инженерных сооружений для поддержания заданной устойчивости откосов .....	88
	ВЫВОДЫ.....	92
	ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК .....	94
	ПРИЛОЖЕНИЕ А .....	103
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	105
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	106

## **ВВЕДЕНИЕ**

**Актуальность темы:** Украина занимает одно из ведущих мест в мире по запасам нерудного минерального сырья: флюсовых, строительных известняков, доломитов, кварцитов, песчаников, гранитов, мигматитов, плотных сланцев и других ископаемых.

Нерудные месторождения строительных материалов Украины приурочены к интрузивным и эффузивным залежам изверженных горных пород Украинского кристаллического щита, а также к отложениям твердых осадочных пород – известняков, песчаников, сланцев и другие. Горные породы осадочного генезиса залегают, в основном, горизонтально и полого, в форме пласто– и линзообразных тел, изверженные магматические породы неограниченно распространяются вглубь земной коры, образуя лакколлиты, батолиты, штоки и другие залежи. Карьеры по добыче скальных нерудных полезных ископаемых функционируют во многих регионах государства.

Анализ параметров залегания полезных ископаемых показывает, что около 84 % нерудных месторождений глубиной от 28 до 120 м и более имеют мощность вскрышных пород до 15 м. Из них 68% месторождений с мощностью вскрыши до 8 м, 16 % – от 8 до 15 м и 16 % – от 15 до 60 м.

Анализ показывает, что около 85 % всех карьеров по добыче осадочных и 100% – магматических пород разрабатываются по технологии с направлением вскрыши и отходов переработки полезных ископаемых во внешние отвалы. Это вызвано использованием при проектировании традиционной технологии отработки месторождений. Отработка их осуществляется горизонтальными слоями с постепенной углубкой со скоростью от 2 до 6 м/год.

Технология со складированием вскрышных пород во внутренние отвалы уже длительное время используется на нерудных карьерах: Глуховском кварцитовом, Гуменецком, Тягинском, Тернопольском, Развадовском, АО “Укрсахкамень”, Марусинском и других. На них доставка вскрышных пород во внутренний отвал осуществляется автосамосвалами. Совместно со

вскрышными породами в данных отвалах складировуются также неостребованные отходы переработки полезного ископаемого. Так на Глуховском карьере кварцитов объем подобных отходов составляет – 45-50 %.

На вскрышных работах при внутрикарьерном складировании пород и отходов переработки нерудных полезных ископаемых в карьерах используются экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы оборудования. Перевозка пород и отходов производится автосамосвалами, а укладка их в отвалы – бульдозерами.

На основании выполненного анализа современного состояния горных работ на Баничском месторождении кварцитов можно сделать выводы, что технология ведения внутрикарьерного складирования вскрышных пород и отходов производства не соответствует проектной документацией, в следствии чего участились оползневые явления.

При существующей практике работы горнодобывающих предприятий, научно-технической литературы и научных исследований по формированию внутренних отвалов, можно сделать следующие выводы: вопросы по обоснованию технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов не достаточно рассмотрены, в связи с этим сформирована цель данной работы.

***Цель работы:*** обоснование технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

Для решения поставленной цели определены основные задачи работы:

1. Обзор и анализ работы Глуховского карьера кварцитовых песчаников в условиях ведения горных работ при внутрикарьерном отвалообразовании пород вскрыши и отходов производства.

2. Математическое и графическое моделирование по оптимизации устойчивых откосов внутренних отвалов.

3. Анализ и сравнение различных технологий формирования отвальных ярусов, при формировании внутреннего отвала в условиях оползневых процессов.

**Объект исследования:** внутрикарьерное складирование вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

**Предмет исследования:** факторы и параметры, влияющие на устойчивость внутреннего отвала в условиях сдвижных процессов.

**Методы исследования:** статистический – для анализа проектных решений и существующих технологий, графический – для построения профилей внутреннего отвала, аналитический – при определении устойчивости откоса внутреннего отвала путем алгебраического сложения действующих напряжений в массиве по криволинейной поверхности сдвига (по методу Г.Л. Фисенко).

**Научная новизна полученных результатов:** на основе установленных зависимостей параметров внутреннего отвала от коэффициента запаса устойчивости обоснована оптимальная технология внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

**Практическое значение полученных результатов:**

– разработка рекомендаций к внедрению технологии отвалообразования при разработке годовых планов развития горных работ на Глуховском карьере.

– обоснованы технологические параметры внутрикарьерного складирования глинисто-песчаных пород, формируемых одним высоким ярусом.

**Личный вклад:** автором сформулированы задачи исследований, идея работы, научная новизна результатов и разработанных рекомендаций. Обоснована оптимальная технология внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов.

## ***1. ПОЛОЖЕНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ***

### ***1.1 Особенности технологии открытой разработки нерудных месторождений***

Украина располагает месторождениями большого числа разновидностей ценных нерудных полезных ископаемых. Это каолины, огнеупорные и строительные глины, известняки и доломиты, кварциты, песчаники, графит, цементное сырье, скальные породы для изготовления строительной продукции: щебня, архитектурно-строительных конструкций, облицовочных плит и других деталей [1-9]. По происхождению и образованию в земной коре все нерудные полезные ископаемые разделены на осадочные, часто метаморфизированные, и магматические.

В Украине разведано и взято на баланс более 1300 месторождений скальных нерудных полезных ископаемых [6-9]. Из них 747 – месторождения осадочных и метаморфизированных пород, 628 – полезные ископаемые магматического происхождения. Мягкие осадочные полезные ископаемые залегают более чем на 520 месторождениях. Наиболее крупные среди них: Часов-Ярское, Дружковское, Просяновское, Пологское, Мурзинское и Новоселецкое огнеупорных глин; Новоселовское кварцевых песков; Краматорское, Шебелинское, Разводовское, Кущеевское, Могилянское, Кривинское, Форостовичское цементных глин и суглинков. Они являются сырьевой базой рудоуправлений, комбинатов и заводов по производству продукции для металлургической, химической, строительной и других отраслей промышленности.

Скальные и полускальные полезные ископаемые осадочного происхождения представлены разнообразными породами. В большинстве случаев на месторождениях флюсового сырья они подвержены метаморфизации. Залежи имеют пластообразную, линзообразную, пластовую и подобную им форму. Их мощность колеблется от нескольких до десятков и сотен метров. Доломиты, известняки, песчаники Донбасса, Подолья, Предкарпатья залегают преимущественно в форме пласто- и линзообразных залежей мощностью от 5-8 до

170-200 м . Часто продуктивная толща полезного ископаемого переслаивается пустыми породами, а также подвержена выветриванию [6, 10-13].

Пластовая и пластообразная форма залегания известняков, мела, мергелей и сланцев наблюдается на месторождениях, отрабатываемых Амвросиевским, Камянец-Подольским, Здолбуновским, Николаевским, Одесским, Бахчисарайским и Балаклейским заводами. Их мощность составляет 25-40 м. Аналогичные по форме залегания месторождения динасовых *кварцитов* Украины: Овручское, Баньчское, Глуховское. Здесь кварциты и кварцитовидные песчаники мощностью от 30 до 45 м распространяются по всей площади месторождений в форме пластообразных горизонтальных протяженных залежей или линзообразных тел, состоящих из пропластков ископаемого, разделенных пустыми породами.

Продуктивные тела полезного ископаемого неправильной формы в виде гнезд и столбов встречаются реже. Из таких месторождений следует выделить Кадыковское, Гасфорт, Псилерахское, Инкерманское и Западно-Балаклавское в Крыму и Кузинское в Закарпатье. Здесь полезное ископаемое распространяется на глубину до 180-220 м, а в плане достигает поперечных размеров 1200-1700 м.

Крутопадающее залегание пластов и тел полезных ископаемых среди нерудных месторождений осадочного и метаморфического генезиса встречается только на нескольких месторождениях. Это Нетребовское, Ивановское, Васильковское, Правдинское месторождения [6, 14]. Мощность полезных ископаемых на них изменяется от 28-40 до 120-155 м.

Большая группа месторождений нерудных полезных ископаемых Украины представлена интрузивными и эффузивными скальными породами магматического происхождения. Эти месторождения приурочены к Украинскому кристаллическому щиту, породы которого пригодны для изготовления строительных материалов. Такие месторождения отличаются разнообразием форм залегания. Основными полезными ископаемыми на них являются граниты, диориты, мигматиты, сиениты, диабазы, гранодиориты и габбро. Интрузивные магматические полезные ископаемые залегают в земной коре в виде тел разнообразной формы: баталитов, лакколлитов, штоков и гнезд. Их

распространение в глубину считается неограниченным [6, 15]. Размеры месторождений в плане оконтурены территорией с естественными (реки, озера и горы) и искусственными границами (населенные пункты, транспортные коммуникации, линии электропередач и связи). Глубина отработки таких месторождений определяется проектами с учетом гидрогеологических условий, расположения их относительно населенных пунктов, естественных и искусственных преград [13, 16, 17, 18]. Обычно она не превышает 95-100 м (карьеры Микашевичского, Гниваньского, Рыбальского, Могилянського, Старобабановського и других месторождений кристаллических пород). Размеры месторождений по поверхности в границах карьеров не превышают 900-1000 м.

Вскрышные породы нерудных месторождений сосредоточены, в основном, в толще пород, покрывающих полезное ископаемое. Они представлены мягкими глинами, суглинками, песками и супесями, иногда с примесью обломочных брекчей скальных пород известняка, песчаника, кремня и др. Средняя мощность толщи вскрыши на осадочных месторождениях не превышает 30-35 м, на магматических 15-20 м. Исключение составляют отдельные месторождения, где рыхлые отложения достигают 60-80 м. Например, Псилерахское месторождение флюсовых известняков (до 80-100 м), Песчанское месторождение известняков (до 45-50 м), Рыбальское месторождение гранитов (до 55-60 м). Ниже толщи рыхлых отложений на большинстве месторождений залегают нарушенные выветриванием и подверженные процессу карстообразования скальные породы. Это могут быть известняки, песчаники, сланцы, кремень, меловые отложения, измененные граниты, мигматиты, диориты и другие породы. Их мощность на месторождениях флюсовых и строительных известняков и доломитов составляет 15-20 м. На месторождениях песчаников, *кварцитов* и сланцев – до 3-4 м, а магматических полезных ископаемых – не превышает 5 м и очень редко достигает 11-12 м. Они разрабатываются с предварительным рыхлением взрывом. Среди качественных сортов осадочных полезных ископаемых могут залежать и некондиционные разновидности. Они встречаются как в виде отдельных массивов различной мощности, так и включений небольшой мощности. Часть указанных пород

пригодна для использования в народном хозяйстве. На большинстве предприятий из них изготавливается строительный щебень, песок, известковая мука и другая продукция. Дресва выветрелых магматических пород используется для подсыпки карьерных автодорог, сооружения дамб, отстойников и шламохранилищ. Затронутые выветриванием породы толщи полезных ископаемых средней мощностью 15-20 м [6, 7, 17, 18] имеют прочность ниже на 1–2,5%, чем основное ископаемое, поэтому такие породы перерабатываются совместно на дробильно-сортировочных заводах для изготовления товарной продукции.

Из 747 нерудных осадочных и метаморфогенных месторождений Украины [6-9] вскрышу мощностью до 6-8 м имеют 538 (72 %). Мощность вскрыши от 6 до 15 м зафиксирована на 107 месторождениях (15 %), а от 15 до 50 м – на 101 (13%). Наиболее крупные месторождения доломитов, флюсовых известняков, мергеля и кварцитовидных песчаников относятся к последней группе.

Около 36 % месторождений магматических полезных ископаемых имеют мощность вскрыши до 3 м. На 26 % она достигает 6 м. Вскрыша мощностью свыше 15 м распространена только на 7 % эксплуатируемых месторождений. Среди всех разведанных и взятых на баланс в Украине месторождений полезных ископаемых магматического происхождения прослеживаются подобные закономерности. Из 389 разрабатываемых и намеченных к освоению месторождений только 21 % залегают под покровом вскрыши мощностью больше 15 м (от 15 до 50 м). На 18 % месторождениях мощность вскрышных пород составляет 6-15 м. Большинство месторождений (61 %) имеют незначительную мощность вскрыши, изменяющуюся от 0 до 6 м.

В целом же мощность вскрыши более 6 м имеют около 370 указанных нерудных месторождений, что составляет 32,5%. Именно на таких месторождениях традиционно используют технологии с внутрикьерным складированием вскрыши и других отходов производства становятся неэффективными при глубине разработки более 45-50 м.

Практика открытой разработки месторождений магматических пород показывает, что они не могут быть отработаны до глубин, присущих рудным

карьерам. Так, из 389 осваиваемых месторождений магматических полезных ископаемых на 159 проектами предусматривается конечная глубина их отработки 35-45 м. На остальных 130 месторождениях глубину отработки 90-100 м имеют 23. В диапазоне глубин 60-90 м отрабатывается 68 месторождений, а 30-60 м – 39 месторождений. Глубина разработки указанных месторождений проектируется из возможности ведения горных работ в отведенных контурах карьерного поля, ограниченных застроенностью, водными преградами, ЛЭП, трубопроводами и магистральными дорогами. Учитываются также безопасные расстояния от населенных пунктов, дорог, рек, др. объектов [7, 8, 18-28]. Из всех же обследованных месторождений магматических пород по указанным факторам конечная глубина установлена для 65 карьеров. В остальных глубина карьера ограничивается запасами детальной разведки сырья на месторождениях – 27 карьеров, максимальным водопритоком – 24 карьеров, хозяйственными причинами – сложностью получения земельного отвода – 14 карьеров. Учитывается также потребность народного хозяйства в выпущенной продукции и др. Увеличение глубины этих карьеров часто не окупается экономически. Когда проектами уже установлена конечная глубина, выработанное пространство данных карьеров следует использовать под внутренние отвалы.

В отличие от указанных месторождений разработку большинства полезных ископаемых осадочного типа ведут до подошвы залежи. Из 128 месторождений осадочного типа, которые разрабатываются на глубину свыше 35-40 м, конечная глубина у 8 % превышает 170 м, достигая 200-220 м. Глубину в пределах 120-180 м имеют около 6 % месторождений, а 60-100 м – более 52 %. Глубина 48-59 м наблюдается на 33 %. Почти на 82% всех таких месторождений мощность покрывающих мягких и скальных вскрышных пород в 2-3 раза меньше мощности залежи полезного ископаемого.

Анализ параметров залегания полезных ископаемых показывает, что около 84 % нерудных месторождений глубиной от 48 до 120 м и более имеют мощность вскрышных пород до 15 м. Из них 68 % месторождений с мощностью вскрыши до 6-8 м, 16 % – от 6-8 до 15 м и 16 % – от 15 до 60 м. На 80 % месторождений

имеются благоприятные условия для их открытой разработки с направлением вскрыши в выработанное пространство. Однако такая технология эффективно применяется только на 20 месторождений глубиной до 60 м. Резервы для ее расширения остаются большими. Необходимо детально обосновать эту технологию разработки для нерудных месторождений с глубиной разработки 48-220 м. Этим подтверждается важностью исследуемой проблемы.

Наибольшие годовые объемы нерудного сырья добываются на предприятиях, эксплуатирующих месторождения флюсовых известняков и доломитов для металлургической промышленности. Это карьеры Докучаевского флюсодоломитного и Камыш-Бурунского железорудного комбинатов, трех рудоуправлений: Комсомольского, Балаклавского и Новотроицкого. В последние 10 лет объемы добычи флюсового сырья снижаются ежегодно на 8-20 %.

Второе место по объемам выемки горной массы занимают нерудные предприятия, разрабатывающие осадочные полускальные и метаморфические полезные ископаемые для строительной, химической, пищевой и других отраслей промышленности. Такие горнодобывающие предприятия осуществляют эксплуатацию месторождений карбонатного сырья для изготовления извести, цемента, а также известняков для сахарной промышленности, динасовых *кварцитов и кварцитовидных песчаников*, а также талько-магнезиального сырья. Кроме крупных месторождений, эксплуатируемых цементными комбинатами и заводами Украины, известны и другие. Например, известняковые месторождения, разрабатываемые карьерами: Нагинским, Песчанским, Вербецким, Артыщевским, Закупнянским и другими. Сюда же следует отнести и карьеры по разработке кварцитов, песчаников и кварцитовидных песчаников, такие как Овручский, Глуховский, Марусинский, Монаховский.

Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых ведется традиционными способами по известным технологическим схемам. Вскрытие их осуществляется общими или отдельными внешними траншеями до глубины отстройки 1-2 уступов по полезному ископаемому. Оставшиеся нижние горизонты вскрываются внутренними траншеями-съездами. Вскрывающие

выработки проходят вдоль одного из контуров карьерного поля, как правило, по его ширине. Развитие горных работ осуществляется по одному борту с перемещением в горизонтальном направлении и глубину. Отработка его уступов производилась на двух бортах. Выемка горной массы осуществлялась с погрузкой на железнодорожный транспорт при постепенном углублении карьера. Некоторые участки бортов консервируются для устройства на их бермах транспортных коммуникаций и перегрузочных пунктов.

При разработке месторождений используются комплексы горного оборудования, включающие буровые станки – экскаваторы – автомобильный транспорт или его комбинация с железнодорожным и конвейерным – экскаваторы отвальные и бульдозеры. Применяются экскаваторы карьерного типа ЭКГ и строительные с емкостью ковша от 1,2 до 5-8 м<sup>3</sup>, также используются драглайны ЭШ-6/45 и ЭШ-10/70. Буровые станки 2СБШ-200, СБШ-250, СБШ-250 МН, СБР-2 М, СБУ-125, СБУ-160, Урал-64. Перевозка горной массы внутри карьеров и на поверхности, за исключением флюсодоломитных предприятий, осуществляется автосамосвалами грузоподъемностью от 18 до 40. Машины большой грузоподъемности применяются в карьерах Докучаевского ФДК, КБЖРК и Комсомольского РУ. На Докучаевском ФДК и Новотроицком РУ железнодорожными поездами осуществляют доставку горных пород от карьеров к внешним отвалам. Непосредственно из забоев вывозка пород и полезного ископаемого локомотивосоставами используется в небольших количествах – около 22%. Остальные объемы пород перемещаются автомобильным транспортом и его комбинацией с железнодорожным и конвейерным. На этих предприятиях среднее расстояние перевозок автотранспортом составляет 2-3 км и может достигать 5 км. Железнодорожный транспорт используется на расстояниях от 2,3 до 11 км.

В целом же анализ показывает, что около 85 % всех карьеров по добыче осадочных и 100 % – магматических пород разрабатываются по технологии с направлением вскрыши и отходов переработки полезных ископаемых во внешние отвалы [13, 14, 16, 17, 19, 20, 22-34]. Это вызвано использованием при

проектировании традиционной технологии отработки месторождений [18, 31, 35]. Отработка их осуществляется горизонтальными слоями с постепенной углубкой со скоростью от 2 до 6 м/год. Немаловажным фактором было также нерешенность вопросов рекультивации и рационального использования земель, особенно на предприятиях по добыче строительных материалов [36]. Хотя по суммарному количеству нарушенных земель, 25–30 тыс. га в Украине эта отрасль выходила на второе место среди всех горнодобывающих предприятий. Причиной этого являлись сравнительно небольшие площади их нарушения предприятием (10–40 га), что не приводило к ощутимым потерям в сельскохозяйственном производстве конкретно к рассматриваемому карьере.

Технология со складированием вскрышных пород во внутренние отвалы уже длительное время используется на карьере Западный КБЖРК [11, 13]. Это обеспечивало на предприятии низкий удельный расход дизтоплива и электроэнергии по сравнению с другими карьерами. Такая же технология успешно применяется на других, сравнительно неглубоких нерудных карьерах: *Глуховском кварцитовом*, Гуменецком, Тягинском, Тернопольском, Развадовском и АО “Укрсахкамень” известняковых, Марусинском песчаников и других. На них доставка вскрышных пород во внутренний отвал осуществляется автосамосвалами. Совместно со вскрышными породами в данных отвалах складировались также неостребованные отходы переработки полезного ископаемого. Так на *Глуховском карьере кварцитов* – 45-50%.

На вскрышных работах при внутрикарьерном складировании пород и отходов переработки нерудных полезных ископаемых в карьерах используются экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы оборудования соответственно классификации В.В. Ржевского. Перевозка пород и отходов производится автосамосвалами, а укладка их в отвалы – бульдозерами. Экскаваторное отвалообразование осуществляется только при железнодорожной доставке вскрыши в выработанные карьеры [11].

На карьерах по добыче полезных ископаемых магматического происхождения в Украине внутрикарьерное складирование используется только

на стадии доработки месторождений и их участков. Примером могут служить Новониколаевский и Коростеньский гранитные карьеры. На первом в выработанный карьер складировались незначительные объемы мягких вскрышных пород и отходов ДСЗ, после чего он был затоплен. На втором – с борта выработанного карьера уложено около 600 тыс. м<sup>3</sup> мягких и скальных пород [30]. После заполнения вскрышей прибортового пространства отвальные работы в отработанном Коростеньском карьере Могиланского гранитного месторождения были прекращены. Другого опыта эксплуатации нерудных месторождений со складированием вскрыши и других отходов в выработанном пространстве карьеров в Украине не имеется.

В сфере требований к путям использования земельных ресурсов значительную сложность представляет отвод новых земельных площадей для размещения на них отвалов, шламохранилищ и других объектов, поскольку они наносят существенный ущерб природной среде. В этой связи уменьшение отчуждаемых земельных площадей для открытых разработок нерудных месторождений, а также их восстановление в сельскохозяйственном направлении после завершения горных работ является важной народнохозяйственной задачей как с экономической, так и природоохранной точек зрения. Достижение землесбережения на открытых горных разработках возможно только путем размещения вскрышных пород, других отходов производства и попутного минерального сырья в выработанном пространстве карьеров.

Внутрикарьерное складирование отходов горного производства и попутно добываемого полезного ископаемого должно производиться с поддержанием требуемых величин грузопотоков на вскрышных и добычных работах. Наличие транспортных коммуникаций в зоне отвальных работ и в выработанном пространстве требует увязки параметров отвалообразования с глубиной и местом размещения, размерами таких коммуникаций в карьере, продолжительностью функционирования на одном месте, а также с другими параметрами системы разработки. Указанные параметры зависят от используемых видов транспорта, применения перегрузочных пунктов и их конструктивных особенностей, схем и

организации ввода транспортных коммуникаций на нижние горизонты карьера, наращивания их по длине и других факторов.

Из выполненного обзора следует, что при внутрикарьерном складировании пустых пород и отходов производства наряду со снижением ущерба природной среде и сбережением земель будет обеспечиваться также и улучшение основных показателей работы карьеров. Оно достигается в основном за счет уменьшения объемов грузооборота автотранспорта на перевозке горных пород, за счет уменьшения расстояний перемещения их в отвалы. На перевозке полезных ископаемых для этого необходимо осуществлять ввод железнодорожного и конвейерного транспорта в карьеры как более экономичных видов. При этом пункты разгрузки автосамосвалов максимально приближаются к забоям.

С целью детального исследования всех вопросов указанной проблемы технологических и технических решений открытой разработки скальных и полускальных нерудных месторождений с внутрикарьерным отдельным складированием отходов производства и пород вскрыши ниже выполнен обзор результатов научных исследований и литературы.

### ***1.2 Анализ литературных источников по проблеме технологии открытой разработки нерудных месторождений с внутрикарьерным складированием вскрышных пород и отходов производства***

Проблемы совершенствования и научного обоснования технологий открытой разработки месторождений полезных ископаемых широко отражены в научных работах академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, ведущих ученых Украины, докторов технических наук, профессоров М.Г. Новожилова и Б.Н. Таратковского, А.Ю. Дриженко, И.Л. Гуменика, В.И. Прокопенко, А.Г. Шапаря, В.Ф. Бызова, Э.И. Ефремова, Р.С. Крысина, М.С. Четверика, Н.Т. Бакки, А.С. Пригунова, В.И. Симоненка, кандидатов технических наук Г.Д. Пчелкина, А.М. Маевского, Г.Я. Корсунского и многих других.

Широкое признание получили работы ученых стран СНГ: докторов

технических наук М.И. Агошкова, К.Е. Винницкого и К.Н. Трубецкого, Ю.И. Анистратова, М.В. Васильева, П.И. Томакова, В.С. Хохрякова, Б.И. Шлаина, В.И. Горкунова, И.А. Тангаева и других.

Развитие многих вопросов по проблеме теории открытой разработки месторождений нерудных полезных ископаемых отражено в трудах А.Г. Шапаря, А.Ю. Дриженко, Р.С. Крысина, Н.Т. Бакки, Э.И. Ефремова, И.Б. Шлаина, В.И. Горкунова, В.И. Симоненко, И.И. Гаврилюка, А.Д. Буянова, Г.Д. Пчелкина, А.С. Лягутко, Г.Р. Буткевича и других ученых.

Анализ указанных работ и проектных решений по горнодобывающим нерудным предприятиям показал, что эффективность открытых горных работ определяется преимущественно площадью нарушаемых земель, величиной потребляемых энергетических, трудовых и финансовых ресурсов. Объем ресурсов, выделяемых на добычу и переработку полезного ископаемого, зависит от: уровня технической оснащенности предприятий, технологии производства работ, качественного и эффективного использования оборудования, полноты выемки балансовых запасов минерального сырья, комплексного использования добываемых попутных полезных ископаемых, воспроизводства плодородия нарушенных земель и расположенных вблизи участков малопродуктивных земель. Более интенсивное снижение потребляемых ресурсов обеспечивается при применении нетрадиционных технологий открытой разработки месторождений и принципиально новой техники, организации вывозки и перемещения горной массы из карьера, отвалообразования пустых пород и отходов обогащения.

Открытая разработка месторождений с внутренним отвалообразованием вскрышных пород, в том числе и нерудных, широко используется на пологих и линзовидных залежах. Поэтому обоснование технологии разработки для таких месторождений отражено во многих научных работах. Весомое место среди них занимают работы М.Г. Новожилова, В.С. Эскина, Г.Я. Корсунского [1, 3, 4], Б.Н. Тартаковского [4, 37], А.Г. Шапаря, [38-40], И.Л. Гуменика и Г.Д. Пчелкина [3, 41, 42], В.Н. Шпортко [43], В.И. Симоненко [44-49] и многих других. В них решаются важные проблемы и задачи технологии для месторождений с

мощностью вскрыши до 80 м и полезного ископаемого до 10 м путем совершенствования параметров бестранспортной, транспортно-отвальной систем разработки и их комбинаций с транспортной. При разработке мощных пластолинзообразных залежей, в виде столбов и штоков, а также наклонных и крутых месторождений внутрикарьерное складирование пород и отходов применяется реже. Это связано с большой глубиной их разработки и появлением свободного выработанного пространства для складирования отходов производства только на завершающих этапах отработки. Нерабочие борта заняты транспортными коммуникациями. Поэтому научные исследования по совершенствованию технологии открытой разработки этих месторождений, в основном, ведутся в направлениях перераспределения объемов выемки вскрыши на этапах отработки, соответствующим регулированием режима горных работ для того, чтобы на карьерном поле интенсивно сформировать свободное выработанное пространство со складированием в нем вскрыши и других отходов [3, 38, 39, 50-58]. Этому также способствует консервация участков карьерного поля, на которых осуществляется временное складирование отходов производства с последующим перемещением их в постоянное выработанное пространство [38, 39, 50-59]. Все указанные исследования связаны с этапностью отработки карьерных полей рудных, угольных и асбестовых наклонных и крутонаклонных протяженных месторождений.

Отработка горизонтальных месторождений значительной площади и с мощной толщей покрывающей вскрыши по простиранию залежи при фланговой подготовке карьерного поля рекомендуется И.М. Барсуковым [60]. Им предложено карьерное поле отрабатывать в два этапа. На первом этапе производится отстройка первой очереди – глубокой разрезной траншеи до дна, на втором – отработка оставшейся части карьерного поля. Вскрыша первой очереди размещается во временном отвале на борту, а второй очереди – в выработанном пространстве. При ликвидации карьера вскрыша временного отвала переносится в выработанное пространство первой очереди, заполняя его полностью. Данный способ отработки обеспечивает рекультивацию нарушенных земель на площади

600-800 га при отсутствии внешних отвалов на карьерах глубиной 70-80 м. Однако, он не обоснован для более глубоких карьеров с площадью поверхности менее 300-400 га.

Опыт отвалообразования отходов ДОФ на Комсомольском РУ поворотнo-звеньевыми отвалообразователями [3, 61]. Здесь сухие отходы переработанного флюсового известняка отсыпались отвалообразователем специальной конструкции на участке местности с неровным рельефом. При этом устойчивая высота ярусов постепенно возрастала от 24-30 м до 65 м.

Поскольку формирование отвалов на непригодных для сельского хозяйства территориях (балки, овраги, заболоченные земли, склоны гор) является перспективным с точки зрения энерго- и землесберегающих, экономических и экологических позиций, его следует использовать как альтернативное направление в данных исследованиях, для обоснования рациональных параметров отвалообразования на нерудных карьерах.

Результаты проведенного обзора литературы по исследуемой проблеме, в основном, относятся к технологии разработки угольных, рудных и серных протяженных карьеров. Их необходимо использовать при обосновании аналогичной технологии для нерудных месторождений.

Вопросы внутреннего отвалообразования при разработке гранитов рассмотрены А.Г. Саакяном в работе [55]. Им рассчитаны параметры отвала, обосновано его местоположение и организация отсыпки. Предложено внутренний отвал формировать со стороны противоположного от рабочего борта, где будет создано выработанное пространство на конечную глубину. Его отсыпают двумя ярусами высотой по 30 м. Породы в отвал транспортируются автосамосвалами по съездам и бермам. В выработанное пространство предполагается складировать более 5 млн. м<sup>3</sup> покрывающих вскрышных пород. Среднее расстояние перевозок вскрыши уменьшится на 25 %, а площадь отчуждаемых земель под внешние отвалы снизится на 10-12 га. Однако, здесь не рассмотрена возможность сброса части пород в отвалы гравитационным способом с борта.

На нерудных карьерах Казахстана Горкуновым В.И. и другими учеными

[19, 62, 63] предлагается вскрышные породы от разработки первого этапа складировать вдоль нерабочих бортов. После создания выработанного пространства при последующей рекультивации карьера вскрыша перемещается с борта под его откос. При этом на первом этапе вскрыша перемещается от центра карьерного поля к продольным контурам. Вдоль них образуются продольные ленточные отвалы. Почвенный слой сначала складировается на поверхности перед рабочим бортом. После образования выработанного пространства породы почвенного слоя перемещаются в отдельный центральный внутренний ленточный отвал. С продвижением фронта добычных работ на предварительно выположенные борта и дно карьера с обеих сторон предельных контуров карьера из продольных ленточных отвалов в направлении к центру укладываются вскрышные породы. Почвенный слой на рекультивируемую поверхность наносится при движении обратным ходом – от отдельного центрального внутреннего ленточного отвала почвенных пород к бортам. Предполагается отработку месторождения вести сразу на полную разведанную мощность. Такая же технология применяется и на карьерах ОГОКа, что обеспечивает максимальное сокращение сроков для восстановления нарушенных земель. Но она не предусматривает формирование техногенных месторождений и шламохранилищ. Может быть использована только при сравнительно небольшой глубине разработки.

Г.Р. Буткевич [31] отмечает, что в современных условиях на карьерах нерудных скальных материалов необходимо стремиться к снижению землеемкости открытых разработок и ускорению возврата земель для их использования. Этому как раз и способствует технология открытой разработки месторождений на полную глубину с внутрикарьерным складированием вскрышных пород и отходов. Такая технология как отмечалось выше, успешно применяется на неглубоких известняковых карьерах, добывающих камень для сахарной промышленности. Кроме вскрыши в данных отвалах складировается более 80% отсевов дробильно-сортировочных заводов. Породы в отвалы доставляются автотранспортом и укладываются при помощи бульдозеров. Высота отвального

яруса не превышает 20 м. При этом карьеры разрабатываются до конечной глубины 40-50 м, после чего появляется возможность вслед за горными работами формировать внутренние отвалы и постепенно их рекультивировать. С 1971 г. на карьерах ПО “Укрсахкамень” рекультивировано 581 га площадей, что составляет около 96% земель, занятых в настоящий период под горными отводами.

В работах [64, 65] рассматривается возможность использования выработанного пространства нерудных карьеров для складирования вскрышных пород и отходов переработки сырья. Предлагаемые решения направлены на освоение пространства уже отработанных карьеров.

В целом же из результатов выполненного обзора литературных источников следует вывод о перечне возможных технологических схем, применение которых позволит реализовать принцип складирования всех объемов отходов производства в выработанном пространстве действующих нерудных карьеров. Эти схемы можно использовать при поэтапной разработке карьерных полей. Они включают формирование карьера первой очереди до конечной глубины с последующей укладкой отходов в его выработанном пространстве. Складирование пород вскрыши в отвалы, ППИ в техногенные месторождения, а отсевов и шламов в шламохранилища должно осуществляться с минимальным нарушением земель и расходом выделяемых ресурсов – энергетических, трудовых и других.

На пологих месторождениях это обеспечивается перемещением отходов в выработанное пространство в поперечном направлении к фронту горных работ. В этих условиях поддерживается наименьшее расстояние доставки отходов во внутренние отвалы. Обеспечивается такое перемещение использованием транспортно-отвальных мостов [3, 4], консольных отвалообразователей [3, 4, 9, 13, 39, 40, 41, 66, 67] и экскаваторов-драглайнов, переэкскавирующих породы непосредственно в отвал [1-4, 13, 20, 39]. При разработке залежей нерудных ископаемых мощностью более 20-25 м указанные выше выемочно-погрузочные и транспортные машины будут неэффективны вследствие несоответствия своей большой производительности с малым пространственным размером карьеров.

Среди других схем перемещения горных пород, в том числе и вскрышных,

по кратчайшему расстоянию известны схемы с их гравитационной доставкой. Например, на зарубежных нерудных нагорных карьерах гравитационное перемещение пород по откосам рабочих и нерабочих бортов получило большое распространение [64, 68, 69]. Это применение породных скатов и спусков из верхних горизонтов к нижним площадкам, на которых проложены транспортные коммуникации. Аналогичные технологические решения предлагаются учеными НИГРИ [70], НГУ [51], МГГУ [69] и другими исследователями. Их применение известно на карьерах апатитовой руды Кольского полуострова, цементного сырья в Башкирии и Новороссийске, при добыче полиметаллических руд Кутессайским карьером в Киргизстане. Добытая горная масса доставляется к скату при помощи бульдозеров, экскаваторов и средств колесного транспорта. Углы откосов бортов на участке спуска формируются максимально устойчивыми. Например, на гранитных и каменных карьерах Австрии они составляют  $55-60^\circ$  [69]. На Кутессайском карьере до  $41^\circ$  [68].

Для нерудных карьеров Украины можно использовать подобные технологические схемы при перемещении вскрышных пород, ППИ и отсевов во внутренние отвалы. Например, со вскрышных горизонтов на дно карьера или на транспортную площадку, ведущую к отвальному ярусу. Тогда требуется сформировать рабочий борт под наибольшим устойчивым углом наклона, чтобы обеспечивалась возможность перемещения отходов под собственным весом. В этом положении борта достигаются также минимальные размеры выработанного пространства.

В других условиях разработки нерудных месторождений по откосу высоких уступов обеспечивается сброс пород во внутренние отвалы. Так на *Глуховском карьере* разрабатываются кварцитовые песчаники. Уступ суглинков высотой 20-22 м отрабатывается экскаватором ЭКГ-5. Его верхняя часть на высоту 8-12 м разрабатывается строительным экскаватором-драглайном с емкостью ковша до  $1,5 \text{ м}^3$ . Порода подваливается к забою ЭКГ-5 или грузится в автосамосвалы, которые доставляют вскрышу в выработанное пространство.

Аналогично отрабатываются уступы на *Песчанском карьере* сахарных

известняков [35, 71] и некоторых других предприятиях. Их показатели превышают показатели разработки уступов с повсеместно установленной высотой 12–15 м. Однако, предложенные технические способы и решения относятся к отработке уступов, сложенных мягкими и рыхлыми породами. Для таких пород более эффективно могут использоваться нетрадиционные способы разработки.

Из работ Б.Н. Тартаковского [37], А.Г. Шапаря [39, 40, 57] и других исследователей известны эффективные технологические решения по отработке высоких уступов наклонными слоями и способом управляемого обрушения массива с перемещением вскрыши в выработанное пространство. Они обеспечивают существенное снижение потребления топлива, электроэнергии, смазочных материалов, земельных ресурсов. Но использование предложенных способов в практике выемки горных пород сдерживается отсутствием серийно выпускаемого горного оборудования.

Анализируя данные отмеченных литературных источников можно сделать вывод, что регулирование угла откоса борта нерудного карьера, с учетом перемещения по его откосу отходов, должно осуществляться, преимущественно, за счет варьирования ширины рабочих площадок и создания на рабочем борту по высоте временно нерабочих участков под углами до 40-42°. Этим условиям соответствует поэтапная разработка месторождений крутыми слоями.

### ***1.3 Особенности формирования выработанного пространства карьеров для складирования отходов и ППИ***

Анализ применения на нерудных месторождениях технологии открытой разработки с внутрикарьерным складированием разнотипных пород показывает существенную зависимость ее использования от геологических условий залегания. На карьерах с мощностью вскрыши 30-34 м и полезного ископаемого 14-18 м успешно применяется внутреннее отвалообразование драглайнами и вскрышными мехлапатами [1-3, 13, 16, 20, 29, 44-49]. При отработке месторождений с мощностью залежей более 20-25 м и вскрышных пород свыше

35 м внутреннее отвалообразование драглайнами и консольными отвалообразователями эффективно при производительности 4-5 млн. м<sup>3</sup>/год по полезному ископаемому и свыше 1 млн. м<sup>3</sup>/год по вскрышным породам.

Карьеры при глубине до 100 м характеризуются производственными мощностями 1,5-1,8 млн. т/год по полезному ископаемому и 850-900 тыс. м<sup>3</sup>/год по вскрыше. Более глубокие карьеры (180-200 м) отличаются повышенной производительностью по полезным ископаемым, которая достигает 4,5-5 млн. т/год. Производительность по вскрыше на данных карьерах не превышает указанных выше значений и составляет 900-920 тыс. м<sup>3</sup>/год. Вскрышные породы нерудных карьеров глубиной 100-220 м размещаются во внешних отвалах на протяжении всего периода эксплуатации месторождений. Чтобы проанализировать причины этого, рассмотрим особенности формирования выработанного пространства при отработке карьерных полей ряда отличающихся между собой нерудных месторождений. Для этого используем метод горно-геометрического анализа.

Карьерные поля для разработки осадочных и метаморфогенных полезных ископаемых проектировались из расчета на три этапа эксплуатации [6, 11, 20, 32-34, 38, 44-47]. Это строительство до достижения проектной мощности, этап эффективной разработки полей в глубину и горизонтальном направлении, а также этап погашения горных работ и ликвидации карьера. Интенсивность достижения горными работами конечной глубины отработки различная. Например, на карьерах глубиной до 60-80 м с мощностью полезного ископаемого от 20 до 60 м горные работы достигают подошвы пологой и слабонаклонной залежи в первые 4-10 лет эксплуатации.

Характерными представителями таких предприятий являются *Глуховский кварцитовый*, *Закупнянский* и *Тернопольский известняковые*, *Марусинский песчаниковый* карьеры. При этом график режима горных работ характеризуется равномерно-возрастающими объемами выемки полезного ископаемого и вскрышных пород. Последующий период работы карьеров осуществляется при равномерном, преимущественно постоянном, графике. С 5-11-го года

эксплуатации на карьерах осуществляется складирование пустых пород в выработанном пространстве. Во внешних отвалах размещается 10-12 % всех объемов вскрышных пород. Остальная вскрыша складировается во внутреннем отвале. На таких карьерных полях объемы выемки вскрышных пород и полезного ископаемого снижаются в последние 4-6 лет эксплуатации. Текущий коэффициент вскрыши  $k_B$  увеличивается резко в первые 2-3 года эксплуатации. Затем наблюдается его постепенное снижение.

Подобные рассматриваемому нерудные месторождения с глубиной залегания до 60-80 м и площадью карьерного поля 170-250 га разрабатываются по следующей технологической схеме. На период строительства карьера до достижения его проектной мощности вскрыша перемещается во внешний отвал. При этом горными работами обеспечивается достижение подошвы залежи полезного ископаемого. В основной период эксплуатации и до погашения горных работ более 80 % пустых пород перемещаются в выработанное пространство.

Режим горных работ на отработке карьерных полей глубиной до 200-225 м и площадью 280-300 га будет другим. Здесь основные объемы вскрыши вынимаются из толщи покрывающих пород. С понижением дна действующего карьера резкого возрастания объемов выемки вскрыши, в отличие от крутых месторождений, не наблюдается. Возрастание их будет происходить только при повышении интенсивности подвигания борта или его части в горизонтальном направлении. Интенсивность подвигания борта зависит от производственной мощности, числа отработываемых добычных уступов, скорости понижения дна карьера и других факторов.

Из сложившейся практики проектирования [22-28, 32, 33, 44-47] и фактического состояния эксплуатации таких нерудных карьеров [10, 12, 16, 17, 20, 22, 34, 44, 45, 55,] следует, что их разработка ведется по аналогии с рудными карьерами: с постепенным понижением дна (при наибольшей скорости 6-8 м/год) и развитием в горизонтальном направлении. Выдерживаются результирующие углы откосов рабочих бортов в пределах 16-24°. Достижение проектной глубины действующими мощными известняковыми, доломитовыми и кварцитовыми

карьерными осуществляется во втором периоде их эксплуатации, ближе к завершению добычи полезного ископаемого в выделенных контурах. Результаты горно-геометрического анализа установлено, что наиболее рациональным графиком режима горных работ на таких карьерах является – равномерно-возрастающий. Он достигается при продольной отработке карьерного поля. Резкое возрастание объемов выемки вскрыши обеспечивается только в начальный период эксплуатации до завершения вывода предприятия на постоянную мощность. В основной период эксплуатации коэффициент вскрыши примерно стабильный. Незначительные отклонения его в сторону увеличения связаны с повышением мощности покрывающих пород на небольшом участке по фронту работ. За 10-8 лет до завершения добычных работ объемы выемки пустых пород снижаются на 10-15 %. Наиболее резкое снижение происходит за 2-3 года до закрытия карьера.

В условиях отработки месторождений с возрастающей мощностью вскрыши до 50 м производительность карьеров наращивается постепенно. Периоды равномерных участков графика режимов горных работ на этапах отработки достигают 8–9 лет. Затем происходит возрастание коэффициента вскрыши. В соответствии с проектом [25] такое возрастание на Рыбальском гранитном карьере будет происходить до выемки всех объемов вскрыши. Глубина карьера также последовательно возрастает. Конечная глубина достигается за 7–8 лет до завершения открытой разработки. Вскрышные породы полностью отрабатываются за 14–15 лет до прекращения горных работ. Из отмеченного следует, что при существующей технологии открытой разработки подобных месторождений все объемы вскрыши будут размещены во внешних отвалах.

Согласно исследованиям [55] для складирования пустых пород в выработанном пространстве Рыбальского карьера необходимо интенсифицировать горные работы на участке юго-западного борта с углубкой дна до проектной отметки – 54,0 м. В образовавшемся выработанном пространстве можно будет заскладировать около 37,4% объемов вынимаемой вскрыши. Остальные объемы вскрышных пород уже уложены во внешнем отвале.

Среднее расстояние автоперевозок к ним достигало 5 км.

Результаты анализа графиков режима горных работ при отработке карьерных полей площадью 10–300 га с глубиной 50–220 м указывают на необходимость разработки новых технологических схем открытых горных работ с внутрикарьерным складированием отходов на ранних этапах эксплуатации месторождений. Они могут быть реализованы только в условиях интенсивного формирования начального выработанного пространства до конечной глубины карьера. Целесообразно, чтобы продолжительность его формирования была как можно меньшей, что осуществимо при незначительных размерах КПО. В таком случае большая часть отходов будет перемещена в выработанное пространство без переэкскавации. Это возможно осуществить путем поэтапной отработки карьерного поля крутыми выемочными слоями при реализации предложенной концепции освоения нерудных месторождений.

Описанные особенности формирования выработанного пространства исследованы по результатам горно-геометрического анализа отработки карьерных полей преимущественно вдоль их длинной стороны (по простиранию залежи), как они действительно разрабатываются. Из проведенного анализа прослеживается зависимость эффективного применения технологии с внутрикарьерным складированием отходов не только от мощности вскрыши и полезного ископаемого, но и от размеров площади карьерного поля. Эти параметры следует рассматривать детальнее для подтверждения их в качестве основных признаков систематизации карьерных полей нерудных месторождений.

#### ***1.4 Цель, задачи и методы исследования***

На основании выполненного анализа современного состояния и существующей практики работы горнодобывающих предприятий, научно-технической литературы и научных исследований по формировании внутренних отвалов, можно сделать следующие выводы: вопросы по обоснованию технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского

месторождения кварцитов не достаточно рассмотрены, в связи с этим сформирована цель данной работы.

*Цель магистерской работы сформирована следующим образом:* обоснование технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничиского месторождения кварцитов.

В результате поставленной цели в работе решаются следующие вопросы:

1. Обзор и анализ работы Глуховского карьера кварцитовых песчаников в условиях ведения горных работ при внутрикарьерном отвалообразовании пород вскрыши и отходов производства.

2. Математическое и графическое моделирование по оптимизации устойчивых откосов внутренних отвалов.

3. Анализ и сравнение различных технологий формирования отвальных ярусов, при формировании внутреннего отвала в условиях оползневых процессов.

Вышеупомянутые вопросы будут решаться методом определения устойчивости откоса внутреннего отвала путем алгебраического сложения действующих напряжений в массиве по криволинейной поверхности сдвига методом Фисенко.

### ***1.5 Исходные материалы***

Для выполнения дипломной работы использованы следующие материалы:

- результаты научных исследований и проектные разработки по указанным проблемам, которые выполнены Национальным горным университетом для ряда карьеров Украины;

- проектные материалы по разработке Баничиского месторождения кварцитов;

- планы развития горных работ, геологические разрезы и гидрогеологические условия разработки Баничиского месторождения кварцитов;

- материалы исследований оползневых процессов, которые происходили на отвалах в период эксплуатации Баничиского месторождения кварцитов.

## **2. АНАЛИЗ РАБОТЫ БАНИЧИКСОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КВАРЦИТОВ**

### **2.1 Общие сведения и краткая геолого-промышленная характеристика**

#### **Баничского месторождения кварцитовидных песчаников**

##### **2.1.1 Общие сведения о Баничском месторождении**

Баничское месторождение кварцитовидных песчаников расположено в Глуховском районе, Сумской области у северо-восточной окраины с. Баничи, на расстоянии 0,5 км от него. Районный центр и ближайшая ж.д. станция г. Глухов находится в 20 км к северу от месторождения, с последней оно связано ж.д. веткой широкой колеи.

Месторождение расположено на пахотной земле Баничского сельсовета в пределах водораздела рек Эсмань и Клевень. Относительное превышение поверхностей водораздела над долинами рек составляет 40 - 50 м. Климат района континентальный с умеренно – холодной зимой и тёплым летом. Среднемесячная температура в холодные зимние месяцы (январь - февраль) минус 6,4 - 6,7°С, а летом (июль – август) плюс 18 - 20°С. среднемесячное количество осадков колеблется в пределах 27 - 71,3 мм.

Топливо-энергетическим сырьём в районе является природный газ. Бытовое и техническое водоснабжение осуществляется из эксплуатационных скважин, пробуренных до водоносного горизонта.

Абсолютные отметки поверхности месторождения изменяются от 144 м на дне существующего карьера до 196 м на водоразделе в восточной части месторождения. В северной и южной частях месторождение пересекают ряд балок с абсолютными отметками тальвега 165 - 177 м. Западная и северо-восточная части месторождения разрабатываются открытым способом. Рельеф дна карьера весьма неровный, часть его заполнена отвалами вскрышных пород. Абсолютные отметки дна карьера 143 - 165 м.

### *2.1.2 Геологическое строение месторождения*

В структурном отношении район Баннчского месторождения приурочен к северной части северо-восточного борта Днепровско-Донецкой впадины.

В геологическом строении района принимают участие отложения мелового, палеогенного и четвертичного возраста, главную роль играют палеогеновые отложения, вмещающие продуктивный горизонт, и прерывающие их четвертичные образования. Меловые отложения в пределах площади месторождения вскрыты на глубине от 32,7 до 62,4 м. и перекрыты песками каневской свиты (P2 КП). Палеогеновые отложения на месторождении представлены (снизу вверх), песчаными отложениями каневской и бучакской свиты. Каневская свита (P2 КП) залегает на размытой поверхности меловых отложений и представлена мелкозернистыми кварцевыми песками серого и темно-зеленоватого цвета с глауконитом.

Мощность свиты составляет около 18м. Бучакская свита (P2 ВС) пользуется наибольшим распространением и залегает преимущественно на песках каневской свиты. По своему составу свита подразделяется на две толщи: нижняя (P2 ВС1) (светлый бучак) и верхняя – P2ВС2 (пестрый бучак). Нижняя толща бучакской свиты условно подразделяется на два горизонта: нижний и верхний (продуктивный). Среди песков верхнего горизонта залегают невыдержанные по мощности прерывистые пластообразные и линзовидные залежи кварцитовидных песчаников.

Отметки кровли продуктивного горизонта колеблются от 160 до 173 м, а подошвы от 140 до 146 м. Мощность его изменяется в пределах от 21,5 до 29,0м. На Северо-восточном участке залежь песчаника имеет Северо-восточное простирание (аз. 110) при ширине 400 - 600 м, протяжённость залежей до 8000м.

Промышленные залежи кварцитовидных песчаников имеют очень сложное строение, представлены они различными формами и размерами от мелких эллипсоидальных тел и маломощных вытянутых линз, до крупных мощных пластообразных линзующихся залежей.

Суммарная мощность верхней линзующейся залежи в контурах подсчёта запаса составляет на Северо-восточном участке от 1,4 - 4 м до 15,9 м.

На месторождении выделены две разновидности песчаников: кварцитовидные сливные, полусливные и сахаровидные прочные.

Вскрышные породы месторождения представлены четвертичными суглинками и ожелезненными песками верхнего горизонта бучакской свиты. Мощность вскрышных пород увеличивается с Северо-запада на Северо-восток. Суммарная вскрыша – покрывающие отложения плюс пески рыхлые и песчаники между залежами продуктивного горизонта составляет в среднем на Северо-восточном участке 23,3 м.

По агротехническим свойствам породы вскрыши пригодны для рекультивации отработанных площадей карьера.

### ***2.1.3 Гидрогеологические условия месторождения***

Месторождение кварцитовидных песчаников расположено в междуречье рек Клевень и Эсмань, являющихся правыми притоками реки Сейм. Расстояние от центра месторождения до рек около 3 км. Абсолютные отметки уреза воды для р. Клевень 137 м, для р. Эсмань – 140 м.

Ввиду высокого гипсометрического положения месторождения (абсолютные отметки дна карьера 144 м ÷ 165 м) водоносный горизонт современных и верхнечетвертичных отложений и водоносный комплекс средне-нижнечетвертичных отложений отсутствуют. Таким образом, на территории месторождения выделяются следующие водоносные горизонты:

- а) водоносный горизонт четвертичных отложений ("верховодка")
- б) водоносный горизонт бучакско-каневских отложений
- в) водоносный горизонт мергельно-меловой толщи верхнего мела.

Водоносный горизонт четвертичных эолово-делювиальных отложений ("верховодка") носит спорадический характер распространения в восточной части

месторождения. В западной части месторождения "верховодка" отсутствует в связи с дренирующим влиянием существующего карьера.

Грунтовые воды приурочены к лессовидным суглинкам. Глубина их залегания 4 - 10,3 м. Абсолютные отметки статистического уровня 180 - 190 м. Мощность горизонта 5 - 10 м. Подстиляется от плотными моренными суглинками или плиоценовыми глинами.

Водообильность горизонта весьма низкая. По данным откачки, проведенной из скважины № 8г дебит составил 0,03 л/сек (2,59 м<sup>3</sup>/сут) при понижении уровня 6,5 м. Коэффициент фильтрации, рассчитанный методом временного прослеживания, составил 0,15 м/сут. Питание "верховодки" осуществляется исключительно за счет атмосферных осадков. Разгрузка происходит в речные долины и в овражно-балочную сеть.

Уровеньный режим носит резко выраженный сезонный характер. По данным режимных наблюдений, проведенных по скв.8г, амплитуда колебания уровня воды достигает 3,3 м.

По химическому составу воды гидрокарбонатные кальциево-магниевые с минерализацией 1,5 - 2,0 г/л. Общая жесткость несколько повышенная и достигает 20 мгэкв/л.

Водоносный горизонт бучакско-каневских отложений в пределах месторождения имеет повсеместное распространение. Водовмещающими породами являются мелко-среднезернистые, каолинизированные и глауконитовые пески. Мощность горизонта в среднем 30 м. Горизонт безнапорный. Глубина вскрытия воды изменяется в широких пределах от 0,76 м (скв. 2г на дне карьера) до 46,4 м (скв. 946 в юго-восточной части месторождения). Абсолютные отметки установившегося уровня колеблются в пределах 141,0 - 150,5 м.

Водообильность горизонта характеризуется данными опытных откачек из скважин №№ 2г - 7г. Дебиты скважин изменяются от 0,11 (скв. 4г) до 2,0 л/сек (скв. 6г) при понижении от 4,14 (скв. 4г) до 18,4 м (скв. 6г). Удельные дебиты в среднем равняются 0,1 л/сек.м. Методом временного прослеживания определены значения коэффициентов фильтрации, величины которых изменяются от 0,82

(скв. 4г) до 4,0 м/сут (скв. № 3г). В среднем коэффициент фильтрации равен 2,27 м/сут. Питание описываемого горизонта в пределах месторождения осуществляется исключительно за счет атмосферных осадков. Разгрузка происходит в речные долины.

По химическому составу воды относятся к гидрокарбонатным кальциевым с минерализацией 0,4 - 0,7 г/л. общая жесткость составляет 4 - 7 мг-экв/л, не агрессивны по отношению к бетону и металлу.

Водообильность горизонта характеризуется данными откачки из скважин № 1г. Дебит скважины составил 0,36 л/сек при понижении 8,33 м. Методом временного прослеживания определен коэффициент водопроводности величина которого составила 15,66 м<sup>2</sup>/сут. Питается горизонт, в основном, за счет атмосферных осадков, а также за счет вышележащих водоносных горизонтов. Разгрузка происходит в речные долины.

По химическому составу воды гидрокарбонатные кальциевые с минерализацией 0,5 г/л, приятные на вкус, мягкие. Общая жесткость не превышает 7 мг-экв/л. по отношению к бетону и металлу не агрессивны.

Водоносный горизонт не оказывает влияния на обводненность месторождения. Рекомендуются для централизованного водоснабжения.

#### ***2.1.4 Качественная характеристика полезного ископаемого***

По качеству кварцитовидные песчаники являются уникальным высококремнеземным сырьём, пригодны для производства высококачественных ферросплавов и кристаллического кремния. Кристаллический кремний выпускается пяти марок.

В результате многолетней практики Запорожским производственным алюминиевым комбинатом в 1997 году введены в действие ТУ У 14-10-007-97, предъявляющие следующие требования к сырью (табл. 1.1.).

Таблица 2.1 – Нормативные требования к кварцитовидному песчанику Баничского месторождения

Допустимые содержания компонентов				Размеры фракций, мм
SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	20-90
Не менее 99,0	Не более 0,25	Не более 0,15	Не более 0,05	

Кварцитовидные песчаники не должны содержать разновидностей со слабой механической прочностью, с водопоглощением не более 3%, т.к. такие породы ухудшают работу электротермических печей. Цвет кварцитовидного песчаника должен быть светлым (белый, серый, светло-розовый), структура кристаллическая, излом раковистый плотный.

Мощность горизонта изменяется в пределах от 21.5 до 29.0 м.

На месторождении выделены две разновидности песчаников: кварцитовидные сливные или полусливные и сахаровидные прочные. Наибольшим распространением пользуются песчаники кварцитовидные, составляя до 70 % основных залежей. Плотность песчаников принята равной 2.5 т/м<sup>3</sup>, коэффициент разрыхления – 1.47.

Для производства кристаллического кремния используется дроблёный песчаник фракции 20 - 90 мм. В целом инженерно-геологические условия Баничского месторождения благоприятны для разработки открытым способом. Для предотвращения нарушений устойчивости пород в уступах карьера необходимо проведение водоотводных мероприятий (нагорные дренажные каналы).

## ***2.2 Анализ действующих проектов разработки месторождения***

Производство горных работ в карьере велось в соответствии с проектом его реконструкции, выполненным в 1979 г. институтом Кавказгипроцветмет [72]. Согласно этому проекту была принята транспортная система разработки с

параллельным перемещением фронта горных работ в восточном и юго-восточном направлении.

Транспортирование полезного ископаемого и вскрышных пород производилось автосамосвалами. Отвалообразование вскрышных пород – внутреннее в выработанном пространстве карьера. До 1992-1993 гг. часть вскрышных пород (около 45 - 50 % годовых объемов) разрабатывались средствами гидромеханизации. Гидроотвал последней очереди размещался на Южном участке Баничского месторождения в отработанном карьере Сумского "Облмежколхозстроя". На момент ликвидации гидровскрышного участка указанный карьер более чем на 2/3 своего объема был заполнен породами гидровскрыши.

В 1992 г. НПО "Контур" (Днепропетровский горный институт им. Артема) разработал «Проект отвальных работ и рекультивации отвалов, а также малопригодных земель в счет компенсации территорий, отводимых карьере для разработки Северо-восточного участка Баничского месторождения кварцитовидных песчаников» [73]. По данному техническому проекту, который остается действующим на Глуховском карьере до конца отработки участка, в выработанном пространстве следует формировать внутренние отвалы вскрышных пород. Поверхность внутреннего отвала рекультивируется для использования в лесном хозяйстве и под огороды.

Малопригодные земли размещались на южном участке месторождения. С 1992 г здесь рекультивировано, в соответствии с проектом около 7 га таких земель. Они переданы местному совету народных депутатов. Рекультивация остающихся 5 га малопригодных земель производится в соответствии с уточненным календарным планом с выполнением всех требований проекта.

В 2003 г. Национальный горный университет разработал «Дополнение к проекту добычи кварцитовидных песчаников на ДП ОАО «ЗалК» «Глуховский карьер кварцитов»: технологические решения по горным работам на Северо-Восточном участке карьера; производство вскрышных работ и отвалообразование

с корректировкой углов, откоса бортов и отвалов» (Технический проект: № 070510, Руководитель А.Ю. Дриженко) [74].

Данным "Дополнением к проекту..." предусматривалась погрузка вскрышных пород в автосамосвалы БелАЗ-540 А и доставка их на отвальный ярус и предотвал который формируется высотой до 6 - 7 м на расстоянии не более 120 - 150 м от забоя. Предотвал формируется из подваленной вскрыши.

Подвалка вскрыши производится постепенной переэкскавацией пород от забоя вскрышного уступа в следующей последовательности. Экскаватор ЭКГ-5А переезжает из горизонта +172,0 м на уровень отметки 180,3. Переезд выполняется по съезду (отм. 168,9 м ÷ 180,3 м) на Северном борту. ЭКГ-5А отрабатывает подступ высотой до 12 - 12,5 м с переэкскавацией пород на нижнюю площадку (гор. +172,0 м). Подваленные под откос нижнего вскрышного подступа породы на ширину 21 - 22 м занимают площадку по всему фронту.

После отработки верхнего подступа вскрышного уступа этим проектом предусматривалось, что экскаватор ЭКГ-5 А возвращается по сформированной площадке (отм. +180,3) и съезду на площадку горизонта +172,0 м. Первым проходом ЭКГ-5А должен был селективно отрабатывать подваленные породы с переэкскавацией их под откос нижележащего добычного горизонта +156 м. После отработки подваленных пород на длину по фронту до 50 м экскаватор возвращается в начало блока (уступа) и вторым проходом отрабатывает заходку по целику шириной 15 м с погрузкой пород в автосамосвалы.

При выборочной разработке подваленных пород переэкскавации подлежали песчаные и супесчаные разновидности. Лессовидные суглинки предусматривалось доставлять автотранспортом на рекультивацию отвала и малопригодных земель Южного участка.

Добыча полезного ископаемого согласно указанного «Дополнения к проекту ...» производится на гор. +144 м и гор. +156 м. Рыхление твердых скальных кварцитовидных песчаников выполняется буровзрывными работами. Данным проектом предусматривается, что параметры взорванного блока песчаников должны обеспечивать работу каждого экскаватора ЭО-6123А в

течение месяца. Работа этих двух добычных экскаваторов заключается в выемке и погрузке в автосамосвалы БелАЗ-540А горной массы (смеси кварцитовидных песчаников и вмещающих кварцевых песков), а также в селективной выемке песков, залегающих между продуктивными слоями песчаников или их покрывающих, переэкскавации данных песков под откос гор. + 144 м или же погрузки их в автотранспорт. Кроме того, ЭО-6123А обеспечивают зачистку откоса добычных уступов от подваленных вскрышных пород, выемку, спуск на нижнюю площадку уступа и укладку негабаритных кусков песчаника для их последующей разделки мелкошпуровым способом.

Одновременно продолжается засыпка и рекультивация отработанного карьера на южном участке. Для его рекультивации используются породы почвенно-плодородного слоя, а также суглинки вскрышной толщи и отходы переработки песчаников на ДСФ.

Производительность и режим горных работ по проекту [74] при отработке Северо-восточного участка предусматривался в соответствии с данными табл. 2.2.

Таблица 2.2 – Режим работы и производительность карьера при отработке Северо-восточного участка

Извлекаемые, добываемые породы	Производительность, м <sup>3</sup>			Режим работы	
	Годовая	Суточная	Сменная	Дней в году	Смен в сутки
Полезное ископаемое					
– горная массы из продуктивной залежи:	114500	477,1	238,5	240	2
– в т.ч. кварцитовидный песчаник	43500	181,25	90,63	–	–
Вскрышные породы	297300	991	495,5	300	2
Всей горной массы в карьере	411800	1468,1	734		

Складирование вскрышных пород производится во внутреннем одноярусном отвале высотой до 24 - 25 м. Параметры отвала:

– угол откоса яруса соответствует углу естественного откоса вскрышных пород – 32 - 33°;

– берма возможного обрушения – 6 м;

– ширина площадки разгрузки – 35 - 36 м;

– длина площадки разгрузки по фронту отвала – 140 - 145 м;

– высота разгруженных "конусов" на площадке отвала – 2,1 - 2,3 м;

– общая ширина полосы, занимаемой выгруженными "конусами" породы – 10 - 12 м;

– ширина формируемого вдоль верхней бровки отвала предохранительного барьера под колеса автосамосвала – более 3 м.

Организация производства отвальных работ заключается в разгрузке автосамосвалов, доставивших вскрышные породы, вдоль откоса на полосе шириной до 12 м (полосе разгрузки). При этом первые автосамосвалы разгружаются на расстоянии 6 м от откоса, когда их задние колеса упираются в породный откос предохранительного барьера.

После заполнения полосы разгрузки "конусами" выгруженной породы бульдозер Т-130 или Т-170 производит планировку площадки. Для этого сначала планируется полоса разгрузки по верху, путем среза их вершин на 0,5 - 0,7 м. Затем слоями толщиной до 0,15 - 0,2 м осуществляется срезание верхнего слоя пород и сталкивание их под откос отвала.

После ликвидации на карьере гидровскрышного участка выемка вскрышных пород производилась, согласно проектов [72-74] одноковшовым экскаватором ЭКГ-5 с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-540А и КрАЗ-256Б. Высота вскрышного уступа в среднем составляла 24 - 25 м, а в отдельные периоды эксплуатации Баничского месторождения она достигала 27...30 м. До 2000 г. выполнялось понижение вскрышного уступа до высоты 12 - 14 м и оно производилось путем заоткоски и отработки его верхней части дизельными экскаваторами – драглайном ЭО-5111 и Э-2005 (арендованным в других

организациях). С 2001 г. понижение вскрышного уступа осуществляется буровзрывным способом, в соответствии с "Типовым проектом..." [75]. Развал пород после взрыва не превышает наибольшую высоту черпания вскрышного экскаватора, который установлен на кровле продуктивной залежи кварцитовидных песчаников, гор. + 168,5 ÷ + 169,8 м.

Вскрышные породы автосамосвалами БелАЗ-540А по транспортной берме вдоль северного борта на обрабатываемом участке карьера перемешаются во внутренний отвал, на его верхнюю площадку. Площадка с отметками + 168,5 ÷ + 172,5 м планируется бульдозерами согласно описанной выше организации работ. Подвигание отвального фронта работ проектами [72-75] принято в восточном направлении, вслед за вскрышным фронтом.

*Анализируя в целом действующие проекты разработки Баничского месторождения кварцитовидных песчаников следует отметить:*

1. Фактическое положение фронта горных работ на карьере и участки отработки бортов не соответствуют проекту института Кавказгипроцветмет [72], выполненном в 1979 году. Указанное несоответствие, во-первых, относится к технологическому оборудованию, которое применяется на горнотранспортных работах в карьере (гидромеханизированная выемка вскрыши не применяется со середины 90-х годов прошлого столетия; добычные работы осуществляются с применением других экскаваторов и автосамосвалов; произведена также реконструкция технологической схемы обогащения песчаников на ДСФ). Во-вторых, согласно данного проекта горные работы должны выполняться также на Южном участке месторождения, а после отработки залежи на нем фронт горных работ предусматривалось перемещать исключительно на Северо-Восточном участке месторождения.

2. Отвалообразование пород вскрыши во внутреннем отвале выработанного пространства карьера выполняется согласно проектов [73, 74]. При этом предусматривалось подвигание отвального фронта горных работ с юго-запада на

северо-восток, что и осуществляется на карьере. Однако, в настоящее время фактическая технологическая схема производства отвальных работ изменена:

а) формирование отвалов по проекту [73] должно производиться двумя ярусами высотой по 12-12,5 м, а верхняя площадка отвала должна была планомерно рекультивироваться с отставанием рекультивированного участка отвала от участка, где производится разгрузка автосамосвалов, на 60-70 м;

б) фактически с 2003 года согласно «Дополнению к проекту ...» [74]) породы вскрыши отсыпались в отвал одним ярусом высотой 24-25 м, верхняя площадка которых должна рекультивироваться в соответствии с проектом [73], что обеспечивало меньшие эксплуатационные расходы на отвалообразование; при этом до указанной проектной высоты не были сформированы отвалы в районе ранее отстроенного шламохранилища, кроме того отвалы не отсыпались до проектного контура вдоль южного борта на Северо-Восточном участке (приблизительно не формировались на полосе шириной до 25 м), что привело к необходимости увеличения их высоты свыше установленной проектом [74] (формируется второй ярус между отметками + 169,0 м и + 180,0 м).

в) доставка вскрышных пород во внутренний отвал согласно проекта [74] должна осуществляться комбинированным способом, т.е. взрывомеханизированной подвалкой части пород на дно карьера под откос добычных горизонтов и путем переэкскавации их в предотвал высотой до 6-7 м (около 40 %), а также транспортировкой оставшихся пород вскрыши (60 %) автосамосвалами на верхнюю площадку отвалов, что обеспечивало минимум затрат на транспортировку вскрыши в отвалы;

г) вследствие отставания объемов выемки пород вскрыши и кварцитовидных песчаников, от установленных проектами [72-74], а также значительного физического износа горно-выемочного, транспортного и вспомогательного (планировочного) оборудования на протяжении последних 7-8 лет работы Глуховского карьера кварцитов оказалось невозможным привести его рабочий борт на северном и южном крыльях Северо-Восточного участка до постановки в проектное (погашенное) положение, при котором длина фронта

рабочего борта позволила бы перейти к реализации проектной технологической схемы ведения вскрышных работ со взрывомеханизированной подвалкой пород вскрыши в предотвал и транспортным перемещением их в основной ярус отвала, поэтому эти работы выполнялись исключительно по транспортной технологической схеме (с некоторым несоответствием с техническими решениями проектов [72] и [74] в части отсыпки отвалов одним высоким ярусом вместо двух ярусов).

3. С учетом отмеченного в п.п. 1, 2 можно сделать вывод о необходимости выполнения корректировки существующих проектов разработки Баничского месторождения, в которой следует предусмотреть применение на горных работах имеющегося (не изношенного) оборудования и нового современного более эффективного оборудования (бурового, выемочного, транспортного, перерабатывающего или обогащительного и др.), также целесообразно в скорректированном проекте предусмотреть отработку оставшихся запасов кварцитовидных песчаников на Южном участке, где мощность продуктивной залежи из несколько меньше (4-10 м) по сравнению с Северо-Восточным участком, при этом организация ведения горных работ в карьере должна обеспечивать эффективную добычу полезного ископаемого на карьере и его переработку на ДСФ.

### ***2.3 Анализ соответствия фактического выполнения горных работ относительно плана развития горных работ***

В настоящее время добыча кварцитовидных песчаников производится на двух нижних горизонтах карьера. Высота добычного уступа не превышает 12 м. Разработка его ведется экскаватором ЭО-6123 после буровзрывного рыхления песчаников. Бурение скважин осуществляется станком СБШ-250 МН, взрывание граммонитом 79/21 при помощи детонирующего шнура. Взрывные работы производятся согласно Типового проекта БВР [75].

Из забоев добычных горизонтов горная масса автосамосвалами БелАЗ-540А доставляется на ДСФ, где перерабатывается на кусковый кварцит (щебень), являющийся основной готовой продукцией предприятия. Длина фронта добычных работ поддерживается в пределах 270 - 300 м на каждом уступе, длина фронта вскрышных работ – 400 - 420 м. Годовое подвигание фронта горных работ в восточном направлении – 25 - 29 м.

Вскрышные работы осуществляются экскаватором ЭО-5225 с дизельным приводом (емкость ковша 2,0 м<sup>3</sup>). Выемка пород вскрыши производится из развала, высота которого понижена буровзрывным способом согласно типового проекта до 10-11 м. Породы вскрыши загружаются в автосамосвалы БелАЗ-540А и доставляются на верхнюю площадку внутреннего отвала (отметки площадок разгрузки самосвалов + 169,0 ÷ + 170,0 и + 180,0 м).

Глуховский карьер вскрыт общей траншеей внешнего заложения, пройденной на северо-западном борту. Вскрытие Северо-восточного участка карьера вспомогательной внутренней траншеей по Северному борту произведено для обеспечения заезда автотранспорта на отвал, а также к забою экскаватора ЭО-5225 и бурстанка СБШ-250МН с северной стороны. Аналогичные вспомогательные полутраншеи (съезды) по мере необходимости проходятся на Южном борту карьера. С помощью их устанавливается грузотранспортная связь между нижней площадкой вскрышного уступа и поверхностью.

Для связи верхнего добычного уступа с общекарьерными транспортными коммуникациями, со дна карьера на площадку с отметками + 153,7 ÷ + 155 м, проходятся скользкие съезды. Они расположены, преимущественно, на восточном борту участка перед отвальным фронтом непосредственно в рабочей зоне карьера. Для формирования таких съездов используются вмещающие породы продуктивного горизонта песчаников – кварцевые пески. Уклон формируемых съездов и полутраншей не превышает 75 - 80 %. При этом, такое формирование съездов несколько сдерживает развитие фронта отсыпки отвалов в южном и юго-восточном направлениях. Это, в свою очередь, приводит к увеличению расстояния доставки пород вскрыши в отвалы на 200 - 300 м.

На протяжении 2003-2017 г.г. на Глуховском карьере кварцитов горные работы выполнялись по всем основным технологическим участкам: добычному, вскрышному, отвальному, рекультивации. Анализ (техаудит) проведения горных работ в карьере за указанный период показывает, что в карьере объемы выемки вскрышных пород и полезного ископаемого не всегда соответствовали проектным. Это объясняется значительным физическим износом горно-выемочного и транспортного оборудования (табл. 2.3).

Таблица 2.3 – Физический износ горно-выемочного и транспортного оборудования

Наименование оборудования	Ёмк. ковш.	Год ввода	%% изн.	Назначение
Экскаватор ЭО-6123А	2,5	1994	68	Пр-во доб.
Экскаватор ЭО-6123А	2,5	1998	50	В ремонте
Экскаватор ЭО-5221 (диз.)	1,5	1994	85	Бутобой
Экскаватор ЭО-5225 (диз.)	2,0	2010	6	Произв. вскрышных работ
Драглайн ЭО-5111Б	0,63	2002	68	Пр-во вскрыши, съём ППС, заоткоска
Погрузчик ТО-18Б	1,5	1996	91	Пр-во погруз. работ, рем. внутр. дорог
Бульдозер Д-170		1992	96	Работа в забое
Бульдозер Д-171-1		1992	96	Работа в забое.
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-200	12	1992	96	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-199	12	1992	96	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-203	12	1993	96	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-204	12	1993	96	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-205	12	1993	97	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-197	12	1996	96	Вывоз горной массы
Самосвал БЕЛАЗ-540А Т-196	12	1996	96	Вывоз горной массы
Самосвал Краз-6510 – 14 т.		1995	96	Вывоз отсева
Буровая установка БГМ-1 на базе ЗИЛ-130 (Ø 300 мм)		2003	82	Бурение скважин
Буровой станок СБШ-250 МН (Ø скважины 244 мм.)		1992	100	Бурение скважин.

Анализируя показатели износа оборудования можно сделать вывод, что большинство оборудования уже пришло в состояние не пригодное для производства горных работ, а отдельная его часть, экскаваторы ЭО-5111Б, ЭО-

6123А работающие на вскрышном и добычном участках работают не эффективно, их цикл экскавации намного превышает паспортные данные новых более экономичных аналогов оборудования (например Hitachi, CAT, Komatsu, Liebherr, Daewoo, Volvo, JCB).

По этой же причине фактическое состояние горных работ в карьере не приведено до того состояния, которое позволило бы выполнять горные работы по технологической схеме, предусмотренной в «Дополнении к проекту добычи...» [74]. Это схема с взрывной и механизированной (экскаваторной) подвалкой части вскрышных пород под откос сдвоенных на рабочем борту добычных уступов на дно карьера. До 40 % объемов разрабатываемых во вскрышной заходке пород должно перемещаться таким способом на дно. Оставшиеся породы (60 %) по указанному проекту загружаются в автосамосвалы, которые доставляют породы вскрыши на верхнюю площадку отвала.

Подваленные же на дно карьера породы экскаваторами ЭО-6123А предусматривалось переэкскавировать в сторону от откоса – в западном направлении (породы укладывались в предотвал внутреннего отвала). Кроме того, проектом [74] предусматривается, что большая часть этих вскрышных пород, подваленных на дно карьера, грузится экскаваторами ЭО-6123А в автосамосвалы БелАЗ-540А с доставкой в указанный предотвал (на расстоянии 120-150 м от забоя) высотой до 6-7 м.

Добыча полезного ископаемого выполнялась на гор. + 144,0 м и + 156,0 м. По проекту [74] она должна осуществляться таким образом, чтобы добычная заходка отставала от вскрышной (по фронту борта на Северо-восточном участке) на расстояние не менее 50 м. Этим обеспечивалась возможность взрыво-механизированной подвалки пород вскрыши на дно карьера, чем достигаются минимальные эксплуатационные затраты на производство вскрышных и отвальных работ.

Выбытие из работы на вскрышном участке в конце 90-х годов экскаватора ЭКГ-5А и значительный износ, экскаваторов ЭО-5111Б (находящегося в ремонте более года), ЭО-6123А (на 55 - 68 %), а также средств автотранспорта (на 96 %)

наряду с заниженными относительно проектных объемами добычи кварцитовидных песчаников (на 18–20 %, рис. 2.1), не позволят произвести интенсивную отработку нижнего добычного уступа с подвиганием его фронта на 80-90 м в восточном направлении до достижения параметров системы разработки необходимых для реализации вышеописанной технологической схемы горных работ. При таком положении карьера, когда также не обеспечивалось плановое выполнение годовых объемов выемки вскрыши (рис. 2.2), формирование одноярусных внутренних отвалов оказалось невозможным без наращивания их высоты до отметки +180,0 м (вместо +169,0 ÷ +170,0 м), т.е. с отсыпкой второго яруса высотой до 10-11 м.

На рисунках 2.1 и 2.2 приведен анализ соответствия фактического выполнения горных работ относительно рабочего проекта [72-74]. Примечание: величины производительности по полезному ископаемому и породам вскрыши взяты из плана горных работ.



Рис. 2.1 – Анализ соответствия фактического выполнения добычных работ относительно рабочего проекта



Рис. 2.2 – Анализ соответствия фактического выполнения вскрышных работ относительно рабочего проекта

### 2.3 Анализ плана горных работ на 2018 год

Планом производства на 2018 год предусмотрено получить 103,0 тыс. т кварцита кускового фракции 20-90 мм, или  $103000/1,4 \text{ т/м}^3 = 73571 \text{ м}^3$ , где  $1,4 \text{ т/м}^3$  –объемный вес в навале.

В плотном теле объем кварцитовидных песчаников составит:

$$73571 \text{ м}^3 \times 0,68 = 50028 \text{ м}^3, \quad (2.1)$$

где 0,68 – коэффициент разрыхления непосредственно в толще песчаников.

С учетом потерь при дроблении 17,47 % и в подгροхотном песке 4,6 % на ДСФ необходимо подать:

$$(50028/77,93 \%) \times 100 \% = 64527 \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

Щебень фракции 5-20 мм составляет в среднем 7% от исходного сырья для фракции 20-90 мм и равен:

$$(64527 \times 7\%)/100\% = 4517 \text{ м}^3. \quad (2.3)$$

Итого на ДСФ необходимо подать кварцитовидного песчаника (в плотном теле):

$$64527 \text{ м}^3 + 4517 \text{ м}^3 = 69044 \text{ м}^3. \quad (2.4)$$

Запасов в целике песчаников с учетом потерь при добыче 5 %:

$$(69044 \text{ м}^3 / 95 \%) \times 100 \% = 72678 \text{ м}^3 \quad (2.5)$$

Добыть горной массы с разубоживанием не более 55 %:

$$(72678 \text{ м}^3 / 0,45) = 161507 \text{ м}^3. \quad (2.6)$$

Разубоживание породы в добытой горной массе составит:

$$161507 \text{ м}^3 - 72678 \text{ м}^3 = 88829 \text{ м}^3 \quad (2.7)$$

Запланированный объем добычи горной массы (руда) составит:

$$\begin{aligned} V_{\text{общ.}} &= V_{\text{разубож.}} + V_{\text{кварц.песчан.}} \\ V_{\text{общ.}} &= 88829 \text{ м}^3 + 72678 \text{ м}^3 = 161507 \text{ м}^3 \end{aligned} \quad (2.8)$$

Планируемый объем вскрышных пород на 2018 год составляет 300 тыс.м<sup>3</sup>.

Всего объем горной массы на 2018 год равен:

$$300,0 \text{ тыс. м}^3 + 162,0 \text{ тыс. м}^3 = 462,00 \text{ тыс. м}^3 \quad (2.9)$$

Потери кварцитовидных песчаников при переработке составляют:

$$72678 \text{ м}^3 - (50028 \text{ м}^3 + 4517 \text{ м}^3) = 18133 \text{ м}^3 \quad (2.10)$$

Отходы при переработке составят:

$$88829 \text{ м}^3 + 18133 \text{ м}^3 = 106962 \text{ м}^3, \quad (2.11)$$

с учетом отходов песка в количестве 6 % общие отходы составят:

$$106962 \text{ м}^3 + 6418 \text{ м}^3 = 113380 \text{ м}^3. \quad (2.12)$$

Выход готовой продукции составит:

$$((50028 \text{ м}^3 + 4517 \text{ м}^3) / 161507 \text{ м}^3) \times 100\% = 33,77 \%. \quad (2.13)$$

Потери полезного ископаемого – это часть балансовых запасов, не извлеченных из недр при их разработке, добытых и оставленных в карьере на промплощадке, в местах складирования, на транспортных путях горного производства или вывезенная в породные отвалы.

Потери делятся на общекарьерные и эксплуатационные. Под общекарьерными потерями понимаются запасы различного рода в целиках,

которые запроектированы, чтобы поддержать нормальную деятельность предприятия по добыче, и которые остаются после ликвидации предприятия. К эксплуатационным относятся потери, происходящие непосредственно в процессе добычи и переработки нерудных материалов балансовых запасов месторождения. Эксплуатационные потери делятся на две группы: потери в массиве и потери, зависящие от системы разработки.

К потерям в массиве относятся потери в почве и кровле пласта (залежи), при селективной выемке, из-за сложности горно-геологических условий, в пожарных, затопленных и заваленных участках.

На обследуемом предприятии выемка полезного ископаемого производится полностью (в кровле и почве залежи п. и. не теряется). Карьер пожарам и затоплениям не подвергается. Имеются потери при селективной выемке.

К потерям отбитого полезного ископаемого относятся потери: при взрывных работах, при погрузке и транспортировке, от перевалки пород вскрыши в выработанное пространство, на складах и при погрузке в ж/д вагоны.

Так как подстилающим слоем подошвы карьера являются мелкозернистые пески, то во время производства взрывных работ часть разбросанного полезного ископаемого вдавливаются в подошву карьера (пески) движущимися автотранспортом и механизмами другого рода. Во время производства добычных работ экскаваторами, последние под собственным весом углубляются частично в подошву карьера, где необходимо производить подсыпку горной массы для выравнивания подошвы карьера под экскаваторы.

Таким образом на Глуховском карьере кварцитов большинство потерь относятся к эксплуатационным, которые происходят непосредственно в процессе добычи полезного ископаемого, а также при его переработке: 5 % – при добыче; 17,47 % – при дроблении; 4,6 % – при грохочении.

Кроме этого в качестве запасов кварцитовидных песчаников подсчитаны при разведке месторождения вмещающие кварцевые пески, количество которых достигает около 60 %. Также при переработке планируются потери песков, полученных из песчаников в количестве 6 %.

С учетом отмеченного из добытой горной массы продуктивного горизонта теряется 66,23 % добываемых пород. Потери же чисто кварцитовидных песчаников продуктивной толщи составляют 33,07 %.

Разработка полезного ископаемого в 2018 г планируется на Северо-Восточном участке на восточном крыле борта. При этом горные работы будут осуществляться по технологической схеме, предусмотренной в рабочих проектах [73, 74] с внутренним отвалообразованием пород вскрыши на северо-восточном участке выработанного пространства. Для полного перехода к технологии описанной в техническом проекте «Дополнение к рабочему проекту ...» [74] необходимо на северном борту данного участка осуществить подвигание добычных горизонтов в северо-восточном направлении вплотную к вскрышному уступу (с оставлением транспортной бермы до 20 м).

Существующую автодорогу на дне карьера в пределах Северо-Восточного участка месторождения планировалось перенести южнее, на 25-30 м ближе к нижней бровке борта. После этого возможно осуществить отработку восточного крыла борта с транспортировкой пород вскрыши на площадку отвального яруса (отметки +169,0÷170,0 м) и развитием отвалов в южном и восточном направлениях. Имеющийся съезд с нижней площадки верхнего добычного уступа на его верхнюю площадку планируется восточнее, что обеспечит возможность отсыпки в отвалы свыше 500 тыс. м<sup>3</sup> пород вскрыши при среднем расстоянии перевозок 400-450 м.

#### ***2.4 Анализ фактического состояния производственных мощностей, оценка степени их физического и морального износа***

Планом горных работ на 2018 год предусматриваются следующие объёмы:

Вид работ	Объемы, тыс. м <sup>3</sup>
Добыча горной массы	237,6
Вскрышные работы	300,0
<b>ИТОГО</b>	<b>537,6</b>

В настоящее время горные работы ведутся в Северо-восточном направлении. Применяемая система разработки - транспортная.

Вскрышной уступ разрабатывается с помощью БВР для его понижения и экскаватором ЭО-5225 (ёмкость ковша  $2 \text{ м}^3$ ) с погрузкой на автотранспорт – самосвал БЕЛАЗ-540А грузоподъёмностью 27-30 тонн. Для снятия и складирования чернозема применяется драглайн ЭО-5111Б (ёмкость ковша  $0,63 \text{ м}^3$ ). Рыхление кварцитовидных песчаников производится с помощью буровзрывных работ методом скважинных зарядов. Погрузка взорванной горной массы в автосамосвалы грузоподъёмностью 27-30 тонн, производится экскаваторами ЭО-6123А (ёмкость ковша  $2,5 \text{ м}^3$ ). Добычные работы ведутся двумя уступами. Высота уступов по 11-12 м. Предполагается, что добыча кварцитовидных песчаников будет осуществляется без селективной отработки.

Автотранспорт работает по технологическим схемам:

Забой – внутренний отвал – забой.

Забой – дробильно-сортировочная фабрика – забой.

При этом среднее транспортирование горной массы – 2 км.

Эксплуатационная производительность экскаватора ЭО-5225 учитывает не только конкретные условия, но также использование экскаватора во времени и определяется по формуле:

Теоретическая производительность – это количество горной массы, которое может быть вынута в единицу времени при непрерывной работе экскаватора, исходя из его конструктивных параметров [76]:

$$Q_m = \frac{3600 \times E}{t_u} = \frac{3600 \times 2}{27} = 266,7 \text{ м}^3 / \text{час}; \quad (2.14)$$

где  $E$  – ёмкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$t_u$  – теоретическая продолжительность рабочего цикла, с.

Техническая производительность – это максимальная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горнотехнических условиях [76]:

$$Q_{mex} = \frac{Q_m \times K_n \times K_3 \times K_{me}}{K_p} = \frac{266,7 \times 0,8 \times 0,9 \times 0,84}{1,28} = 125,8 \text{ м}^3 / \text{час}; \quad (2.15)$$

где  $K_n$  – коэффициент наполнения ковша экскаватора;

$K_{me}$  – коэффициент технологии выемки;

$K_3$  – коэффициент забоя, учитывающий влияние вспомогательных операций,

$K_3 = 0,85 \div 0,9$ ;

$K_p$  – коэффициент разрыхления вскрышных пород.

Эксплуатационная производительность экскаватора определяется с учетом потерь рабочего времени, связанных с неизбежными организационными и техническими простоями [76]:

$$Q_3 = Q_{mex} \times T_{cm} \times K_u = 125,8 \times 8 \times 0,5 = 503 \text{ м}^3 / \text{см}; \quad (2.16)$$

где  $T_{cm}$  – продолжительность смены, ч;

$K_u$  – коэффициент использования экскаватора во времени ( $K_u = 0,4 \div 0,8$ ).

Годовая производительность при 2<sub>x</sub> сменном рабочем дне и 210 рабочих дней в году будет равна:

$$Q_{год} = Q_3 \times N_{cm} \times N_{pd} = 503 \times 2 \times 210 = 211260 \text{ м}^3 / \text{год} \quad (2.17)$$

Необходимое количество экскаваторов на вскрыше:

$$N_3 = \frac{Q_{год}}{Q_{3.год}} \times K_{pez} = \frac{300000}{211260} \times 1,25 = 1,78 \quad (2.18)$$

Для обеспечения годовой производительности карьера по выемке пород вскрыши необходимо 2 экскаватора ЭО-5225.

Эксплуатационная производительность экскаватора ЭО-6123А учитывает не только конкретные условия, но также использование экскаватора во времени и определяется по формуле:

Теоретическая производительность [76]:

$$Q_m = \frac{3600 \times E}{t_u} = \frac{3600 \times 2,5}{27} = 333,3 \text{ м}^3 / \text{час}; \quad (2.19)$$

Техническая производительность [76]:

$$Q_{mex} = \frac{Q_m \times K_n \times K_z \times K_{mv}}{K_p} = \frac{333,3 \times 0,9 \times 0,85 \times 0,9}{1,4} = 164 \text{ м}^3 / \text{час}; \quad (2.20)$$

Эксплуатационная производительность [76]:

$$Q_3 = Q_{mex} \times T_{cm} \times K_u = 164 \times 8 \times 0,6 = 787 \text{ м}^3 / \text{см}; \quad (2.21)$$

Годовая производительность при 2<sub>x</sub> сменном рабочем дне и 210 рабочих дней в году будет равна:

$$Q_{год} = Q_3 \times N_{cm} \times N_{pd} = 787 \times 2 \times 210 = 330540 \text{ м}^3 / \text{год} \quad (2.22)$$

Необходимое количество экскаваторов на добычных работах:

$$N_3 = \frac{Q_{год}}{Q_{э.год}} \times K_{рез} = \frac{162000}{330540} \times 1,25 = 0,61. \quad (2.23)$$

Для обеспечения годовой производительности карьера по выемке полезного ископаемого необходимо 1 экскаватора ЭО-6123А.

Норма выработки одного автосамосвала БелАЗ-540А на вскрышных работах определяется по выражению [76]:

$$H_{вскр}^6 = \frac{T_{cm} - T_{пз} - T_{ли}}{T_{об}} \cdot Q_{a.ф}, \text{ т/смену}; \quad (2.24)$$

где:  $T_{cm}$  – продолжительность смены,  $T_{cm}$  мин;

$T_{пз}$  – время на выполнение подготовительно-заключительных операций

$T_{пз} = 35 \text{ мин}$  [76];

$T_{ли}$  – время на личные надобности,  $T_{ли} = 10 \text{ мин}$  [76];

$T_{об}$  – время одного оборота, мин;

$Q_{a.ф}$  – фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;

$$T_{об} = 2 \times l \times \frac{60}{V_c} + T_{ног} + T_p + T_{yn} + T_{yp} + T_{ож}; \quad (2.25)$$

где:  $l$  – среднее расстояние транспортирования в один конец, км,  $l_{cp} = 1,0 \text{ км}$ ;

$V_c$  – средняя скорость движения автосамосвала в обоих направлениях (в груженом и порожнем режиме), км/ч,  $V_{c.(БелАЗ-540А)} = 20 \text{ км/ч}$ ;

$T_p$  – время разгрузки автосамосвала, мин,  $T_{p.(БелАЗ-540А)} = 1,5 \text{ мин}$ ;

$T_{ож}$  – время ожидания автосамосвала у экскаватора, мин  $T_{ож} = 0,5 \text{ мин}$ ;

$T_{yn}, T_{yp}$  – время установки экскаватора под разгрузку и загрузку,

$T_{yn} + T_{yp} = 2 \text{ мин}$ ;

$T_{ноз}$  – время погрузки одного автосамосвала, мин;

$$T_{ноз} = n_k \times t_u; \quad (2.26)$$

где:  $n_k$  – число ковшей в одном автосамосвале;

$t_u$  – время цикла экскавации, мин.

$$n_k = \frac{Q_a \times K_p}{Q_э \cdot \gamma}; \quad (2.27)$$

где:  $Q_a$  – грузоподъемность автосамосвала, т;

$K_p$  – коэффициент разрыхления в кузове;

$Q_a$  – объем ковша экскаватора, м<sup>3</sup>;

$\gamma$  – плотность полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>.

$$Q_{a.ф} = \frac{n_k \times Q_э \times \gamma}{K_p}; \quad (2.28)$$

Норму выработки автосамосвалов определяется из условия длительности рабочей смены для рабочих водителей равной  $T_{см} = 8 \text{ ч}$ .

$$n_k = \frac{Q_a \times K_p}{Q_э \cdot \gamma} = \frac{27 \times 1,28}{2,0 \cdot 1,85} = 9,34 \text{ – принимаем 9 ковшей}; \quad (2.29)$$

$$T_{ноз} = n_k \times t_u = 9 \times 0,5 = 4,5 \text{ мин}; \quad (2.30)$$

$$T_{об} = 2 \times 1,0 \times \frac{60}{20} + 4,5 + 1,5 + 2 + 0,5 = 14,5 \text{ мин}; \quad (2.31)$$

$$Q_{a.ф} = \frac{n_k \times Q_э \times \gamma}{K_p} = \frac{9 \times 2,0 \times 1,85}{1,28} = 26 \text{ т}; \quad (2.32)$$

$$H_{вскр}^6 = \frac{T_{см} - T_{пз} - T_{лн}}{T_{об}} \cdot Q_{a.ф} = \frac{480 - 35 - 10}{14,5} \times 26 = 780 \text{ т/см}. \quad (2.33)$$

Эксплуатационная производительность автосамосвала БелАЗ-540А [76]:

$$Q_3 = H_{вскр}^6 \times G_{зом} = 780 \times 0,63 = 491 \text{ м/см}; \quad (2.34)$$

где  $G_{зом}$  – Коэффициент технической готовности автопарка.

Количество автосамосвалов на вскрыше:

$$n_{БелАЗ-540А} = \frac{Q_{см}}{Q_3} \cdot K_{рез} = \frac{1571}{491} \cdot 1,25 = 4 \text{ ед. принимаем 4 ед.} \quad (2.35)$$

где  $Q_{см}$  – сменная производительность карьера по вскрышным породам, т.

Для обеспечения годовой производительности карьера по вскрышным работам (300 тыс.м<sup>3</sup>) необходимо 4 автосамосвала БелАЗ-540А.

Норма выработки одного автосамосвала БелАЗ-540А по полезному ископаемому определяется по выражению [76]:

Норму выработки автосамосвалов определяется из условия длительности рабочей смены для рабочих водителей равной  $T_{см} = 8 \text{ ч}$ .

$$n_k = \frac{Q_a \times K_p}{Q_3 \cdot \gamma} = \frac{27 \times 1,4}{2,5 \cdot 2,2} = 6,8 - \text{принимаем 6 ковшей}; \quad (2.36)$$

$$T_{ноз} = n_k \times t_u = 6 \times 0,5 = 3 \text{ мин}; \quad (2.37)$$

$$T_{об} = 2 \times 1,5 \times \frac{60}{20} + 3 + 1,5 + 2 + 0,5 = 16 \text{ мин}; \quad (2.38)$$

$$Q_{a.ф} = \frac{n_k \times Q_3 \times \gamma}{K_p} = \frac{6 \times 2,5 \times 2,2}{1,4} = 23,6 \text{ т}; \quad (2.39)$$

$$H_{ни}^6 = \frac{T_{см} - T_{пз} - T_{лн}}{T_{об}} \cdot Q_{a.ф} = \frac{480 - 35 - 10}{16} \times 23,6 = 642 \text{ м/см}; \quad (2.40)$$

Эксплуатационная производительность автосамосвала БелАЗ-540А [76]:

$$Q_3 = H_{ни}^6 \times G_{зом} = 642 \times 0,63 = 405 \text{ м/см}; \quad (2.41)$$

Количество автосамосвалов на добыче полезного ископаемого:

$$n_{БелАЗ-540А} = \frac{Q_{к.см.а}}{Q_3} \cdot K_{рез} = \frac{845}{405} \cdot 1,25 = 2,6 \text{ ед. принимаем 3 ед.}; \quad (2.42)$$

Для обеспечения годовой производительности карьера по полезному ископаемому (161507 м<sup>3</sup>) необходимо 3 автосамосвалов БелАЗ-540А.

## ***2.5 Анализ оползневых процессов на внутренних отвалах Глуковского карьера***

Как уже упоминалось ранее складирование вскрышных пород производится во внутреннем одноярусном отвале высотой до 24 - 25 м. Параметры отвала следующие:

- угол откоса яруса соответствует углу естественного откоса вскрышных пород – 32 - 33°;
- берма возможного обрушения – 6 м;
- ширина площадки разгрузки – 35 - 36 м;
- длина площадки разгрузки по фронту отвала – 140 - 145 м;
- высота разгруженных "конусов" на площадке отвала – 2,1 - 2,3 м;
- общая ширина полосы, занимаемой выгруженными "конусами" породы – 10 - 12 м;
- ширина формируемого вдоль верхней бровки отвала предохранительного барьера под колеса автосамосвала – более 3 м.

Организация производства отвальных работ заключается в разгрузке автосамосвалов, доставивших вскрышные породы, вдоль откоса на полосе шириной до 12 м, при этом автосамосвалы разгружаются на расстоянии 6 м от откоса. После заполнения полосы разгрузки "конусами" выгруженной породы бульдозер Т-130 или Т-170 производит планировку площадки. Для этого сначала планируется полоса разгрузки по верху, путем среза их вершин на 0,5 - 0,7 м. Затем слоями толщиной до 0,15 - 0,2 м осуществляется срезание верхнего слоя пород и сталкивание их под откос отвала.

В настоящее время фактическая технологическая схема производства отвальных работ изменена. Формирование отвалов по проекту [73] должно производиться двумя ярусами высотой по 12-12,5 м, а верхняя площадка отвала должна планомерно рекультивироваться с отставанием рекультивированного участка отвала от участка, где производится разгрузка автосамосвалов, на 60-70 м. Фактически с 2003 года породы вскрыши отсыпались в отвал одним ярусом высотой 24-25 м, верхняя площадка которых должна рекультивироваться в

соответствии с проектом [73], что обеспечивало меньшие эксплуатационные расходы на отвалообразование; при этом до указанной проектной высоты не были сформированы отвалы в районе ранее отстроенного шламохранилища, кроме того отвалы не отсыпались до проектного контура вдоль южного борта на Северо-Восточном участке (приблизительно не формировались на полосе шириной до 25 м), что привело к необходимости увеличения их высоты свыше установленной проектом [73] (формируется второй ярус между отметками + 169,0 м и + 180,0 м).

В этой связи на карьере участились случаи оползневых процессов, которые участились в период с 2009 по 2014 года.

### **3. ИСЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ ВЛИЯЮЩИХ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ ОТВАЛОВ**

#### **3.1 Общие вопросы целесообразности управления устойчивостью отвалов и бортов карьеров**

Разработка месторождения полезного ископаемого открытым способом связана с влиянием технических средств и человека на массив горных пород. Для эффективной работы оборудования с соблюдением безопасных условий труда необходимо знать и уметь прогнозировать состояние массива горных пород в бортах карьеров, в отвалах как внутренних, так и внешних. При этом необходимо обеспечить сохранность объектов, сооружений, механизмов, находящихся в зоне влияния призм возможных обрушений откосов. Важно также учитывать природные гидрогеологические условия, в которых находится массив пород. Прежде всего, для массивов - это вода. Наличие ее в середине массива вызывает изменения физико-механических свойств пород, что приводит к нарушениям устойчивости. В таких условиях горные работы могут вестись в режиме управляемых деформаций (обрушений) уступов и откосов.

Все вышеперечисленные вопросы составляют раздел горной науки, посвященной изучению методов и способов управления состоянием массивов горных пород. Управление состоянием массива горных пород представляет собой совокупность мероприятий по целенаправленному переводу природных и техногенных массивов в устойчивое близкое к предельному состоянию, или же в неустойчивое состояние в зависимости от технической целесообразности, путем изменения размеров, формы и продолжительности обнажения, а также физико-механических свойств горных пород с помощью различных инженерных методов воздействия для экономического и безопасного ведения открытых работ. Для успешного решения этих вопросов в инженерных расчетах используются достижения таких наук, как геология, механика горных пород, математика, физика и др. Данная дисциплина тесно связана с технологией и комплексной

механизацией открытых горных работ, горной геомеханики или механикой горных пород.

Исходные принципы управления состоянием массивом горных пород сформулированы академиком Ржевский В. В. Это следующие:

- принятые углы откосов бортов карьеров должны обеспечивать безопасное ведение горных работ и наибольшую экономичность разработки месторождений;

- $K_{3y}$  бортов карьеров следует устанавливать на основании разведочных данных по стадиям при проектировании, строительстве карьера и в первый период его эксплуатации, при обеспечении устойчивости рабочих и промежуточных бортов карьеров, определении их предельных контуров, на основании данных длительной эксплуатации;

- в сложных условиях, особенно в глубоких карьерах, необходимо принимать специальные меры по управлению состоянием массивом горных пород в бортах;

- на карьерах необходимо создавать специальные службы наблюдения за устойчивостью бортов и контроля проводимых мероприятий;

Надежность бортов по устойчивости - связана с их наклоном. Более пологие борта - имеют более высокую надежность устойчивости. Но экономически более выгодные крутые борта, чтобы  $V_g = \min$ . Увязка необходимой надежности с экономичностью обеспечиваются точным расчетом, с соблюдением условий обеспечения устойчивости откосов в процессе развития карьера или отвала и направленным воздействием на состояние массива.

Важнейшая задача - освоение методов количественной оценки устойчивости уступов, бортов карьеров и отвалов с учетом глубины разработки, инженерно-геологических, сейсмических и тектонических процессов, горнотехнических условий и гидродинамического давления. Различают технологические и инженерные методы управления состоянием массива горных пород. Технологический метод управления состоянием массива горных пород осуществляется с учетом условий устойчивости откосов путем изменения их параметров, применением специальной технологии постановки бортов в

предельное положение. Инженерные - основаны на использовании укрепления участков бортов и укрепления горных пород.

Устойчивость массива горных пород обусловлена совместным действием большого количества факторов. Они включают:

- природные (факторы геологического, гидрогеологического и климатического происхождения - строение и свойства горных пород, напряженное состояние массива, водоносность, температура и атмосферные осадки);

- техногенные (факторы, определяющиеся геометрическими параметрами карьера, системой разработки, структурой горнотранспортного оборудования, углом наклона, высотой уступов, бортов, отвалов, глубиной и формой карьеров в плане, направления и  $V_{подв}$  горных работ, влияние взрывов и применяемого оборудования, наличием подземных горных выработок).

### ***3.2 Природные и техногенные факторы устойчивости массивов***

#### ***3.2.1 Массивы горных пород отвалов и бортов, общая характеристика***

Массивы горных пород могут быть представлены различными инженерно-геологическими типами пород.

1. С твердыми связками или твердые горные породы. Сюда относятся магматические, метаморфические и осадочные породы с жесткими связями на уровне кристаллизации между отдельными частицами. Их на практике называют скальные и полускальные породы.

2. Мягкие связные породы - это тонкодисперсные осадочные породы, содержащие не менее 5 % глинистых частиц ( $d < 0.005$  мм). Подразделяются по составу на глины, суглинки, супеси, лессовидные глины и суглинки.

3. Бессвязные, разнозернистые породы или сыпучие. Сочетают в себе осадочные обломочные породы (крупнообломочные ( $d > 2$  мм), песчаные ( $d > 0.05-2$  мм)). Отдельные зерна и агрегаты этих пород связаны между собой преимущественно силами трения.

Первая группа пород (твердые) - имеют высокую прочность, она почти не изменяется под воздействием воды. Условно к этой группе относят и мерзлые горные породы. Структурные связи в таких породах определяются наличием льда, а прочность их значительно ниже. Но в массиве мерзлые породы ведут себя подобно скальным породам.

Вторая группа (мягкие) - прочность зависит от наличия воды. Вода определяет водно-коллоидальный характер связей между частицами. В сухом состоянии породы имеют высокую прочность. С ростом влажности - прочность уменьшается, а при большом содержании воды - породы могут потерять прочность и переходить в текучее состояние.

При увлажнении связные породы набухают, при высушивании дают усадку. В этом случае меняется объем на 25-30 %. Давление набухания, развивающееся при этом, может достигать 1,5 МПа, а это часто приводит к опасным деформациям массива в бортах карьера или отвалах.

Третья группа (сыпучие) - породы имеют значительную прочность при преобладании крупных пор. Это обуславливает большую водопроницаемость и водоотдачу. Устойчивость нарушается в таких породах путем развития деформаций, которые соответствуют модели деформации сыпучих тел.

В пределах одного массива, борта, отвала могут оказаться все три группы пород. Тогда устойчивость отдельных участков и факторы, определяющие устойчивость массива в целом, будут разными.

При горизонтальном и пологом залегании группы пород с малой тектонической и фациальной изменчивостью имеют место простые условия сложности залегания пород. Для условий средней сложности залегания пород характерно наклонное и крутое залегание пород со сложным характером нарушений и трещин.

Сложные условия - характеризуются развитием интенсивной складчатости, трещиноватости и тектонической нарушенности, сильной фациальной изменчивостью пород.

### 3.2.2 Факторы устойчивости массивов

Факторы устойчивости массивов подразделяются на природные и техногенные:

*Природные* - (инженерно-геологические, гидрогеологические, физико-географические).

Инженерно-геологические включают:

- структурная неоднородность;
- свойства горных пород.

Гидрогеологические включают:

- гидростатическое взвешивание;
- гидродинамическое давление;
- поровое давление;
- суффозия, растворения, карсты.

Физико-географические включают:

- атмосферные осадки;
- температура воздуха и пород;
- рельеф местности.

*Техногенные* - (геометрические параметры карьеров, способ вскрытия и система разработки, применяемое горнотранспортное оборудование).

Геометрические параметры - углы откосов и высота бортов, отвалов; форма карьера в плане. Способ вскрытия и система разработки - разуплотнение горных пород; направление и скорость подвигания фронта горных работ; влияние БВР; наличие подземных выработок. Применяемое горнотранспортное оборудование - форма откоса уступа; статические и динамические нагрузки от оборудования.

### 3.2.3 Основные свойства пород, регулирующих устойчивость горного массива

1. *Физические свойства горных пород* - влажность  $W$ , плотность  $\rho_n$ , водопроницаемость, морозостойкость, объемный вес (масса)  $\gamma$ , пористость  $P$ .

2. *Физико-химические свойства горных пород* - растворимость, пластичность, консистенция, набухание, водонасыщенность, размокаемость, размягчаемость, размываемость

3. *Физико-механические свойства горных пород.*

Деформационные свойства - модуль упругости  $E$  (модуль Юнга), относительная деформация  $e$ , компрессия, декомпрессия, консолидация.

Прочностные свойства - прочность на сжатие  $G_{сж}$ , растяжение  $G_p$ , сдвиги  $G_{сдв}$ , изгиб  $G_{изг}$ , напряжения (касающиеся, нормальные, полные), коэффициент внутреннего трения  $tg\rho$ , сцепление  $C$ .

### 3.2.4 Подземные воды и климатические факторы

Обводненность массива горных пород существенно влияет на физико-механические свойства и его устойчивость.

В связных породах уменьшается  $C$  и  $\rho$ , и увеличивается  $\gamma$ , при наличии глинистых частиц повышается деформация за счет пластических свойств.

В скальных и полускальных породах - влияет вода на выветривания. Выветривания пород сказываются на устойчивости откосов только при их длительном стоянии. При наличии в массиве трещин и разломов, заполненных глиной, наполнитель под действием воды может набухать и расслаиваться. Этим массив теряет свою прочность. Если трещины и разломы залегают с наклоном в сторону откосов, то может произойти смещение или обрушение.

Некоторые полускальные породы (например, содержащие соль) теряют прочность в результате размокания и растворения.

Несвязные разнозернистые породы не меняют своих прочностных свойств под воздействием воды. Деформации откосов объясняются наличием гидростатических и гидродинамических сил.

В глинистых породных массивах при разработке вышележащих слоев изменяется (уменьшается) давление вблизи откоса. В этом слое начинает развиваться процесс набухания, что приводит к уменьшению сцепления –  $C$  и угла внутреннего трения –  $\rho$  в 8-10 и 2-2,5 раза.

Гидростатическое давление - проявляется архимедовыми силами взвешивания, которые уменьшают давление столба горных пород над возможной плоскостью скольжения, тем самым уменьшаются силы трения. Пример: Откос сложен однородными горными породами со сцеплением  $C$  и углом трения  $\rho$ . Водоносный горизонт грунтовых вод выходит на поверхность (УГВ).

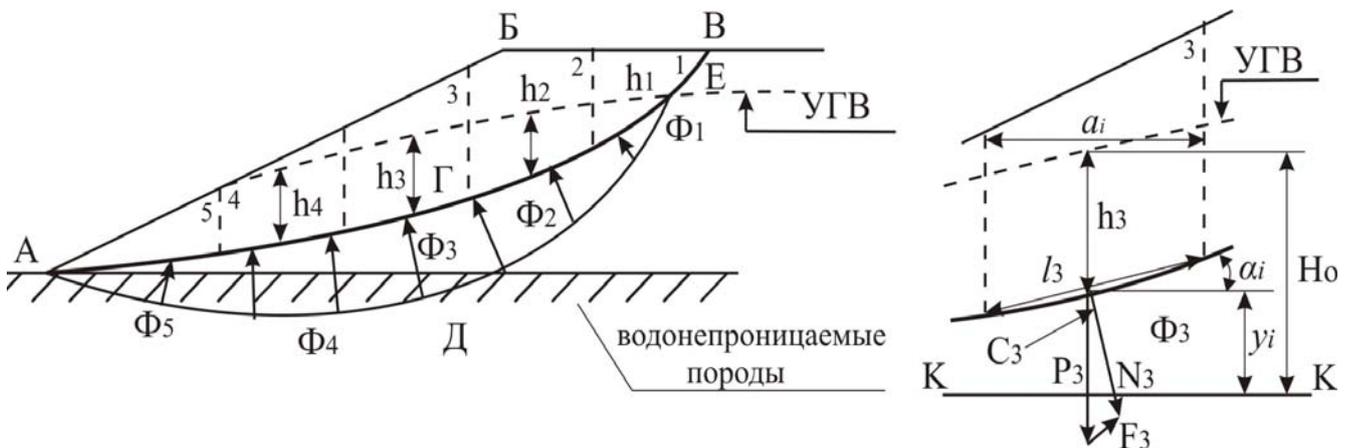


Рис. 3.1 – Направление гидростатического давления

Устойчивость откоса относительно круглоцилиндрической поверхности  $AGEB$  рассмотрим, разбив призму на вертикальные отсеки одинаковой ширины. Проанализируем сдвигающие и удерживающие силы. Гидростатическое взвешивание будет действовать по линии скольжения и определится в каждой точке как вектор силы, направленной перпендикулярно к ней. Величина этого вектора  $\Phi_i$  зависит от удельного веса воды  $\gamma_w$  и высоты столба воды над линией скольжения  $h_i$ . В точке  $G$  величина  $\Phi_3 = DG = \gamma_w h_3$ . Линия  $ADE$ , проведенная через начала векторов, и линия скольжения  $AGB$  образуют эпюру распределения гидростатического давления на призму возможного оползания. Для выделенных отсеков сила гидростатического давления будет распределяться по линии  $l_i$ , она составит:

$$\Phi_i = \gamma_w \times h_i \times l_i \quad (3.1)$$

где:  $h_i$  - средняя высота уровня воды в отсеке над плоскостью скольжения.



$\gamma_{\text{взв}} = (\gamma - \gamma_s) \times (1 - m)$  - удельный вес природной горной породы с учетом гидростатического взвешивания.

Совместное воздействие гидростатического и гидродинамического давления определяется методом замены объемных сил на эквивалентные контурные. Тогда результирующая сила:

$$\Phi_i = \gamma_s \times (H_i - y_i) \times \frac{a_i}{\cos \alpha_i} \quad (3.6)$$

Сила  $\Phi_i$  направлена нормально к плоскости скольжения в средней точке  $i$ -го блока.

Коэффициент запаса устойчивости равен:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^m [(N_i - \Phi_i) \times \operatorname{tg} \rho_i + c_i \times l_i]}{\sum_{i=1}^m F_i} = \frac{\sum_{i=1}^m [(P_i \times \cos \alpha_i - \Phi_i) \times \operatorname{tg} \rho_i + c_i \times l_i]}{\sum_{i=1}^m P_i \times \sin \alpha_i} \quad (3.7)$$

где:  $P_i$  - масса породы с водой.

Гидростатическое и гидродинамическое давление проявляется часто через поровое давление. Оно возникает при уплотнении водонасыщенных глинистых пород. При уплотнении нужно, чтобы вода отжалась. Проницаемость пород низкая, вода находится в порах и принимает на себя часть приложенной нагрузки. В воде возникает дополнительное гидростатическое давление. В расчеты вводится в виде поправки (прилагается) к гидростатическим и гидродинамическим силам, рассчитанным по формуле:

$$\Phi_i = \gamma_s \times (H_i - y_i) \times \frac{a_i}{\cos \alpha_i} \quad (3.8)$$

Климат. Количество атмосферных осадков, их периодичность, мощность покрова снега, чем больше все эти факторы действуют - чаще оползни. Температурный режим - на выветривание пород в откосах и их опадение.

### 3.2.5 Техногенные факторы устойчивости отвалов и бортов

На устойчивость отвалов и бортов влияют: геометрическое расположение карьера; разуплотненность массива; способы вскрытия месторождения; система разработки и режим горных работ; применяемое оборудование.

1) *Геометрические параметры* - форма борта по устойчивости наиболее благоприятно вогнута в плане. Форма откосов в разрезе (профиль) практически не влияет на общую устойчивость. Влияют высота и угол наклона.

2) *Разуплотненность* за счет разгрузки от давления вышележащих пород, изменяется напряженное состояние, формируется зона разуплотнения вокруг карьера, накопившаяся в массиве энергия от геостатических нагрузок и тектонических сил, освобождается и уходит на деформацию массива - появляются трещины, поверхностные ослабления.

3) *Положение вскрывающих выработок* по контуру карьера без учета структурной неоднородности массива

4) *Направление ведения горных работ* не должно совпадать с плоскостью ослабления и должно отличаться  $> 20^\circ$  при падении их в сторону выемки. Время стояния уступов без восстановления откосов.

### 3.3 Деформация бортов и откосов

*Деформация бортов и откосов* - это сложные инженерно-геологические явления, приводящие к изменению формы контура горных выработок, отвалов под влиянием природных и техногенных (горнотехнических) факторов.

*Осыпи* - скопление разрушенных продуктов горных пород на основе откосов и уступов. Характерно для всех типов породных массивов.

*Обрушение* - отрыв и быстрый сдвиг отдельных блоков и масс горной породы по крутой поверхности скольжения, часто сопровождается скатыванием, переброской и раскалыванием. Происходит быстро (несколько секунд-минут).

*Оползни* - сложный вид деформации массива горных пород, представляет собой медленное перемещение горных пород. Они бывают мелкие, средние и крупные.

Поверхность скольжения: вынута в однородных породах; по плоскости ослабления в неоднородных породах.

Порядок образования сдвига:

- 1) трещины;
- 2) образование ступенек;
- 3) трещины скалывания (сдвиг).

*Фильтрационные деформации* механическая суффозия - вынос фильтрационным потоком мелких частиц из массива песчаных горных пород с образованием полостей. Фильтрационный вынос частиц вдоль трещин.

*Оплывины* (оплывания) - перенос и переотложение частиц породы подземными водами, выплывающими на откос в пределах промежутка высачивания.

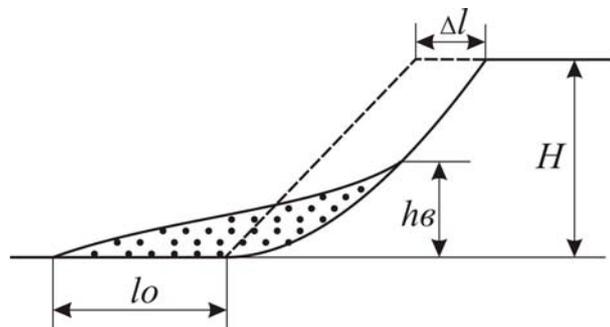


Рис. 3.3 – Схематический вид деформации бортов и откосов - оплывины

$$l_o = \frac{h_в}{I_o}; \quad (3.9)$$

$$h_в = \frac{q_o}{k \times (m + 0,5)} \quad (3.10)$$

$$I_o = X \times \frac{\text{tg}\rho}{2}; \quad (3.11)$$

где:  $h_в$  - высота высачиваемой воды на откосе;

$I_c$  - средний уклон зоны оплывания на откосе.

$X$  - величина воздействия потока на удельный расход воды и диаметр зерен пород.

$q_o$  - удельный расход подземных вод, м<sup>2</sup>/сут;

$k$  - коэффициент фильтрации, м/сут;

$m$  - расчетное заложение откоса, определяется:

Ширина зоны осыпания:

$$h_g = \frac{5}{\operatorname{tg}\rho + 3I_c}; \quad (3.12)$$

$$\Delta l = \frac{h_g}{2H} \times \left( \frac{1}{I_c} - \frac{1}{\operatorname{tg}\rho} \right) \quad (3.13)$$

*Плауны* - водоносные дисперсные горные породы, которые при вскрытии горными выработками ведут себя как вязкие жидкости или текут.

На отвалах: надподошвенный, подподошвенный и подподошвенный оползни.

*Оседания отвалов* - вертикальное опускание отвального массива в результате уплотнения пород отвала и его основания.

### **3.4 Наблюдение за состоянием бортов и отвалов, паспортизация деформаций откосов отвалов и бортов, прогнозирование устойчивости бортов**

Виды наблюдений за состоянием бортов и откосов: визуальные наблюдения, маркшейдерско-геодезические наблюдения, инженерно-геофизические наблюдения, инженерно-геологические и гидрогеологические методы.

Зависимость между наблюдаемой скоростью деформации борта ( $V_n$ ) и ее критическим значением ( $V_o$ ):

$$V_n = V_o \times \exp[-\beta \times (T_o - t_n)] \quad (3.14)$$

$T_o$  - промежуток времени до момента обрушения, год;

$t_n$  - интервал времени от начала наблюдения до полного цикла наблюдений, год;

$\beta$  - коэффициент пропорциональности.

$$V(t) = k \times [1 + b \times \exp(-at)]^{-1} \quad (3.15)$$

$V(t)$  - скорость деформации в момент времени  $t$ ;

$a, b, k$  - коэффициенты, определяемые эмпирически.

*Паспорт деформации* - единственный технический документ деформации откоса или нарушения откоса, устойчивости отвала и т.д.

Паспортизируются: длина по фронту деформации  $B$ , глубина ее развития  $A$ , величина смещения от нижней бровки по направлению сдвига  $B$ .

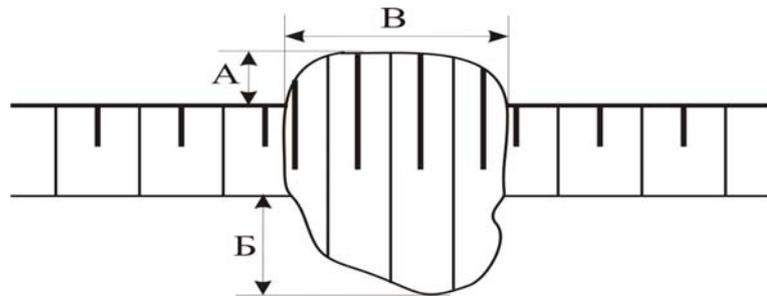


Рис. 3.4 – Паспорт деформации откосов отвалов и бортов

*Прогнозирование устойчивости* – научно-обоснованное суждение о перспективах и возможных состояниях откосов в период срока службы. Прогнозы различают несколько видов: по времени; по методам; по характеру и этапам.

Промежуток времени, на который разрабатывается прогноз, называют периодом предупреждения. Это оперативный (от суток до месяца), краткосрочный (от месяца до года), среднесрочный (от 1 года до 5 лет), долгосрочный (от 5 до 15 лет) и дальнесрочный (> 15 лет).

По методам разработки прогноз разделяется на эмпирико-статический и генетический.

Эмпирико-статический метод прогноза строится по результатам аналогий, паспортизации и классификации нарушений откосов. Эмпирико-статический - по эмпирическим данным, определяется с определенной вероятностью установленной закономерности развития геомеханического процесса в прошлом для принятия решения на будущее.

Генетический метод использует результаты планомерных исследований устойчивости бортов карьеров и отвалов конкретного месторождения. Генетический - проявляется причинно-следственная связь прогнозируемых деформаций уступов, бортов и отвалов с факторами, влияющими на устойчивость

откосов. Главная задача этого метода - определение критических полных оползней и величин сдвигов бортов и отвалов, после достижения которых начинается быстрое разрушение массива.

Учитываются также: результаты маркшейдерско-геодезических, инженерно-геофизических, инженерно-геологических наблюдений. Технология складирования пород в отвалах, изменение  $R_{сдв}$ , порового давления и др. факторы.

### ***3.5 Управление устойчивостью бортов***

Если конструктивные параметры карьера не обеспечиваются условиями устойчивости, то необходимо уменьшать углы откосов бортов или направлено изменять состояние массива путем применения специальных технологических и инженерных методов управления состоянием откосов.

Технологические способы управления состоянием откосов:

1. Маневрирование горными работами - или соблюдения очередности отработки месторождения; рациональное вскрытие и раскройка карьерных полей, изменение параметров уступов и борта, направление и скорость подвигание фронта горных работ, специальная заоткоска.

2. Снижение вредного воздействия взрыва - осуществлением управления сейсмическим полем напряжений, локализацией действия взрыва, специальной заоткоской уступов.

Инженерные способы управления состоянием откосов:

- укрепление откосов, укрепление горных пород;
- укрепление откосов производственно-механическими способами, изолированное покрытие поверхности откосов, комбинированное управление;
- укрепление горных пород - цементация, химическое закрепление, термический способ, уплотнения пород взрывом;
- управление откосами способом укреплением откосов механическими способами приводит к образованию в определенной части массива горных пород

такого напряженного состояния, которое препятствует развитию в нем разрушающих сдвигающих деформаций.

Укрепительные противооползневые конструкции воспринимают давление призмы обрушения и передают его на ту область массива, которая находится вне зоны формирования поверхности скольжения.

Укрепление - это искусственное укрепление путем улучшения физико-механических свойств.

Инженерные методы применяются:

- если направление простирания крупных тектонических нарушений (трещин, слоистость) пересекаются под углом менее  $45^\circ$  по простиранию откосов уступов;
- в зонах интенсивной трещиноватости, склонных к выветриванию горных пород, тектонических разломов и нарушений с большими амплитудами смещения слоев;
- в зонах с неблагоприятно ориентировочной слоистостью массива горных пород, падающих в сторону выработанного пространства под углом  $20-30^\circ$ ;
- когда невозможно осуществлять вылаживание борта при работах на глубоких горизонтах.

**4. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФОРМИРОВАНИЯ УСТОЙЧИВЫХ  
ОТКОСОВ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА В УСЛОВИЯХ ОТРАБОТКИ  
ГЛУХОВСКОГО КАРЬЕРА КВАРЦИТОВЫХ ПЕСЧАНИКОВ**

**4.1 Методика расчета параметров отвалов,  
размещаемых на устойчивой основе**

**4.1.1 В отвале отсутствуют явно выраженные поверхности ослабления**

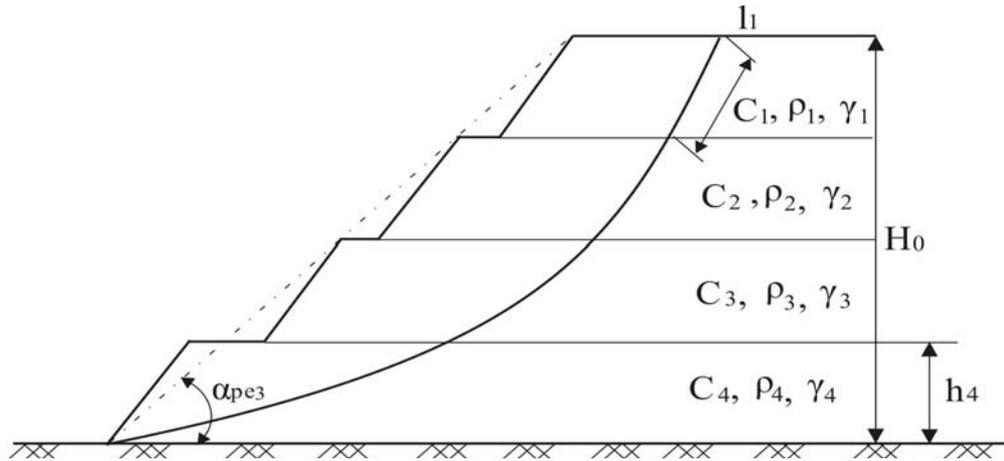


Рис. 4.1 – Схема отвала расположенного на устойчивой основе, в котором отсутствуют явно-выраженные поверхности ослабления

Методика расчета [77]:

- 1) Определить ориентировочно  $\alpha_{рез}$  по таблице.
- 2) Строят разрез и ориентировочное положение поверхности скольжения для определения средневзвешенного  $C_{cp}$ ,  $tg\rho_{cp}$ ,  $\gamma_{cp}$ .

$$C_{cp} = \frac{C_1 \times l_1 + C_2 \times l_2 + C_3 \times l_3 + C_4 \times l_4}{l_1 + l_2 + l_3 + l_4} = \frac{\sum_{i=1}^k C_i l_i}{\sum_{i=1}^k l_i} \quad (4.1)$$

$$tg\rho_{cp} = \frac{tg\rho_1 \sigma_1 l_1 + tg\rho_2 \sigma_2 l_2 + tg\rho_3 \sigma_3 l_3 + tg\rho_4 \sigma_4 l_4}{\sigma_1 l_1 + \sigma_2 l_2 + \sigma_3 l_3 + \sigma_4 l_4} = \frac{\sum_{i=1}^k tg\rho_i \sigma_i l_i}{\sum_{i=1}^k \sigma_i l_i} \quad (4.2)$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \gamma_3 h_3 + \gamma_4 h_4}{h_1 + h_2 + h_3 + h_4} = \frac{\sum_{i=1}^k \gamma_i h_i}{\sum_{i=1}^k h_i} \quad (4.3)$$

3) Определяют расчетные значения  $C_n$ ,  $\rho_n$  с учетом принятого коэффициента запаса устойчивости

$$C_n = \frac{C_{cp}}{n}; \quad (4.4)$$

$$tg\rho_n = \frac{tg\rho_{cp}}{n} \quad (4.5)$$

4) По графику  $H' = f(\alpha_{рез})$  определяют углы  $\alpha$  без учета влияния подземных вод и взрывных работ:

$$H_{90} = \frac{2C_n}{\gamma_{cp}} \times ctg\left(45^\circ - \frac{\rho_n}{2}\right) \quad (4.6)$$

$$H' = \frac{H_0}{H_{90}} \quad (4.7)$$

по величине  $\rho_n$  находят при величине  $H'$  угол  $\alpha$ .

Если наоборот: дано  $\alpha$  и определяем  $H_0$ , то:

1) по  $\alpha$  определяют с  $\rho_n$  высоту  $H'$ ;

2) определяют  $H_0 = H' \times H_{90}$ .

#### 4.1.2 Отвал имеет выпуклую форму откоса, поверхность ослабления отсутствует

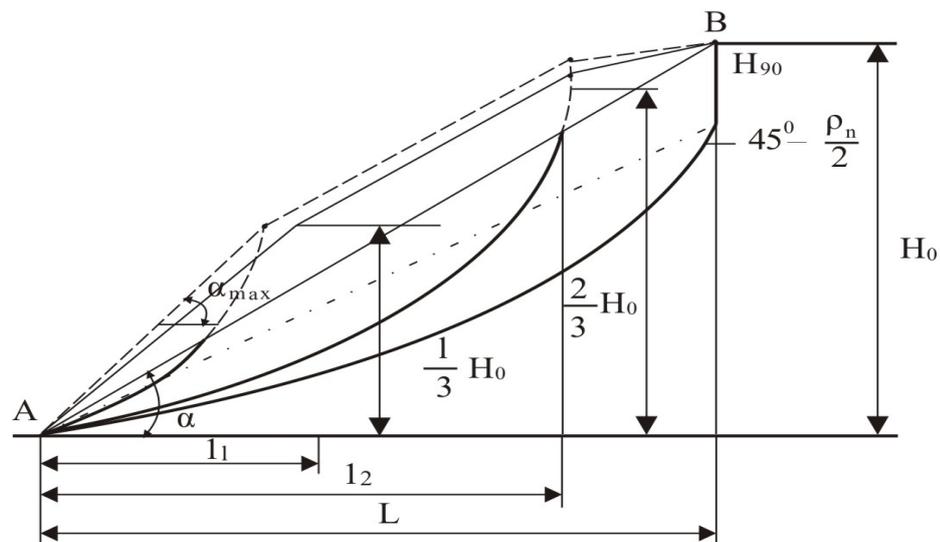


Рис. 4.2 – Схема отвала выпуклой формы, расположенного на устойчивой основе, в котором отсутствуют явно-выраженные поверхности ослабления

Методика расчета [77]:

- вычисляют  $\rho_{cp}, C_{cp}, \gamma_{cp}$  (п 4.1.1);
- определяют  $C_n, \rho_n$  с учетом коэффициента запаса устойчивости;
- определяют  $H_{90}$  (п 4.1.1);
- определяют по графику  $H' = f(L')$ , для этого:

$$I) H' = \frac{H_0}{H_{90}}; \quad (4.8)$$

$$II) h' = \frac{H_0}{3H_{90}}; \quad (4.9)$$

$$III) h'' = \frac{2H_0}{3H_{90}}, \quad (4.10)$$

по  $H', h', h''$  и  $\rho_n$  определяют из графика условные заложения откоса  $L', \ell', \ell''$ .

- определяют натуральные (действительные) значения  $L = L' \times H_{90}$ ;

$$\ell_1 = \ell' \times H_{90}; \quad (4.12)$$

$$\ell_2 = \ell'' \times H_{90} \quad (4.13)$$

- восстанавливаем выпуклый профиль.
- корректируют выпуклый профиль

$$\frac{1}{3}H_0 \rightarrow \alpha_{\max} \langle \alpha_{\text{пред}} \text{ при } \frac{1}{3}H_0 \quad (4.14)$$

После чего проверяется методом алгебраического сложения сил и устанавливаем наиболее напряженную поверхность скольжения по которой  $n = \min$ .

## 4.2 Методика расчета параметров отвалов, расположенных на слое неустойчивых (пластических) пород

– Строится криволинейная плановая поверхность [77].

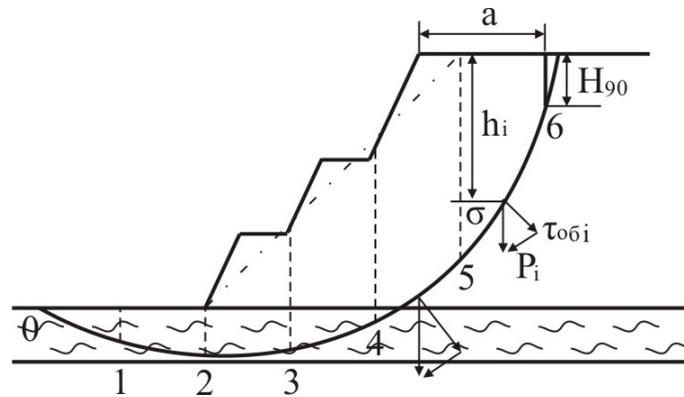
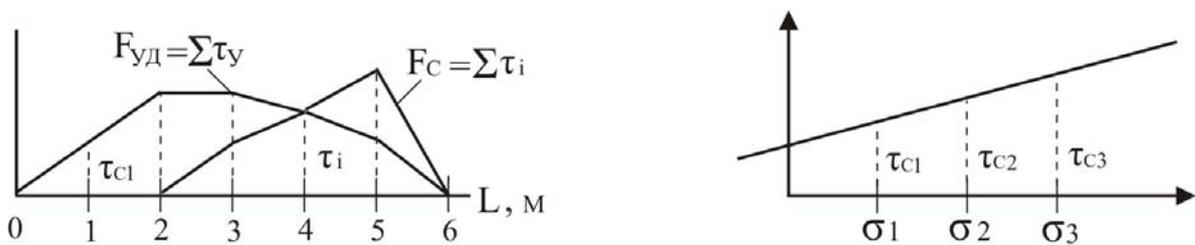


Рис. 4.3 – Схема отвала расположенного на слое неустойчивых пород

– Используется метод алгебраического сложения сил по плановой криволинейной поверхности скольжения, определяется [77]:

$$\sigma_i = h_i \times \gamma \times \cos^2 \alpha_i ; \quad (4.15)$$

$$\tau_i = 0,5 \times h_i \times \gamma \times \sin 2\alpha_i \quad (4.16)$$



$\tau_{yд} = f(\sigma_n)$  определяется по графику сопротивления сдвигу.

$$\sigma_n = h_i \times \gamma \times \cos^2 \alpha_i - D_i ; \quad (4.17)$$

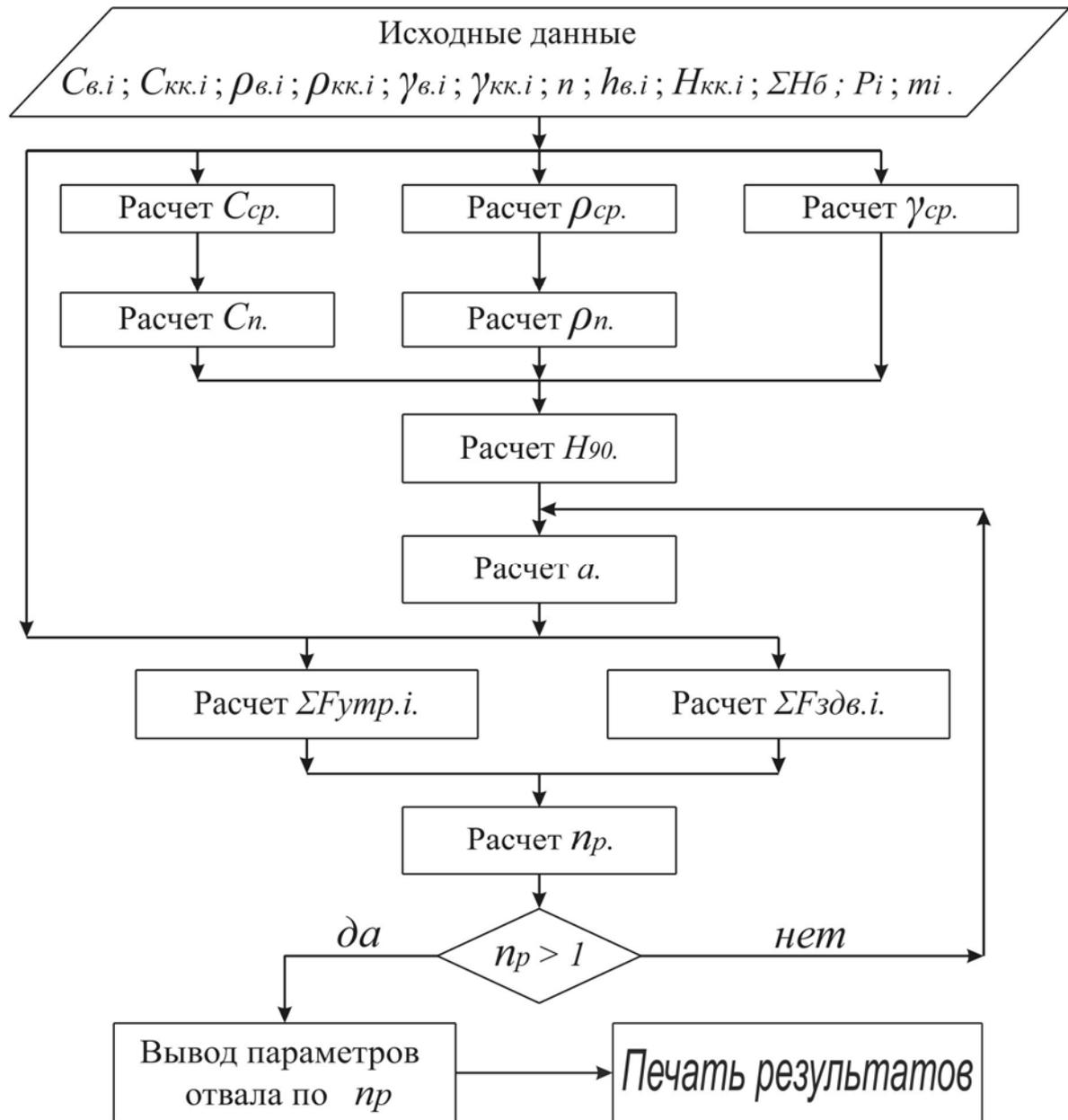
$$\tau_{сдв} = 0,5 \times h_i \times \gamma \times \sin 2\alpha_i \quad (4.18)$$

$D_i$  - гидростатическое давление.

Аналогичная методика расчетов при установлении устойчивости откоса борта карьера, сложенного обводненными рыхлыми породами.

$$C < 0,5 \times H \times \gamma \times (1 - tg \rho) \times \left( 1 - \frac{tg \rho}{2} \right) \quad (4.19)$$

### 4.3 Моделирование расчета устойчивости внутреннего отвала



4.6 - Блок-схема модели расчета устойчивости борта карьера

#### ***4.4 Формирование одноярусного внутреннего отвала в условиях Глуховского карьера***

*Постановка задачи.* Практика проектирования месторождений твердых нерудных полезных ископаемых показывает, что переход карьеров на отработку месторождений с применением внутрикарьерного складирования всех видов отходов производства [44-46, 78] при снижении отчуждаемых земельных площадей и значительном сокращении дальности перевозки пород автотранспортом обеспечит значительную экономию природных и энергетических ресурсов.

Внутрикарьерного складирования вскрышных пород и отходов переработки полезных ископаемых должно проводиться с поддержанием необходимого грузопотока на вскрышных и добычных работах. Формирование внутреннего отвала в выработанном пространстве требует увязки параметров отвалообразования с глубиной и местом размещения пород вскрыши, продолжительностью функционирования на одном месте и количеством переукладок на нижележащие горизонты, а также с другими параметрами системы разработки. Указанные параметры зависят от используемых видов транспорта, применения перегрузочных пунктов и их конструктивных особенностей, схем и организации ввода транспортных коммуникаций на нижние горизонты карьера [44-46, 78-82].

На отечественных нерудных карьерах под отвалы вскрышных пород и хранилища отходов переработки полезных ископаемых используется 22-50 % всей площади земельных отводов. Горными отводами занято 20-36 % земель. Это в 1,5-2,5 раза меньше площади отвалов и хранилищ. Уменьшение территории земли под отвалами и хранилищами возможно только путем размещения их в выработанном пространстве карьеров.

Целью работы является установление основных параметров формирования внутренних отвалов пород вскрыши и отходов горного производства при разработке Глуховского карьера кварцитовых песчаников.

Основные эффективные технологические решения по складированию пород вскрыши и др. отходов горного производства, согласно результатам указанных исследований, следующие: в начальный период эксплуатации месторождения разработка ведется в ограниченной по площади части карьерного поля, как правило там, где мощность вскрышных пород наименьшая [44-46]. Горные работы интенсивно перемещаются в глубину до конечного контура или определенного, по глубине, промежуточного контура [44-46, 78-83].

#### 4.4.1 Определение параметров внутреннего отвала

Объем пород во внутреннем отвале [44-46, 83]:

$$V_{\text{в}} = [H_{\text{в}}(L_{\text{к}} - H_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{бв}})(B_{\text{к}} - H_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{бв}}) + V_{\text{зв}}] \cdot K_{\text{по}}, \text{ м}^3 \quad (4.20)$$

где  $L_{\text{к}}$  - длина карьера, м;

$V_{\text{зв}}$  - объем отходов горного производства, которые намечено располагать во внутреннем отвале,  $\text{м}^3$ ;

Размер внутреннего отвала по ширине карьерного поля (его длина по фронту участка) [44-46, 83]:

$$L_{\text{ов}} = B_{\text{д}} - H_{\text{кп}}(\text{ctg}\alpha_{\text{е}} - \text{ctg}\alpha_{\text{н}}) + H_{\text{по}}(\text{ctg}\alpha_{\text{н}} + \text{ctg}\alpha_{\text{е}}), \text{ м} \quad (4.21)$$

где  $B_{\text{д}}$  - размер дна карьера в отвальной части по ширине карьерного поля (ширина дна), м;

$H_{\text{по}}$  - высота подсыпки отвалом нерабочего борта КПО со стороны расположения карьерных транспортных коммуникаций над дном карьера, м;

Длина отвала на поверхности в направлении перпендикулярном его фронта:

$$B_{\text{ов}} = \frac{2[H_{\text{в}}(L_{\text{к}} - H_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{бв}})(B_{\text{к}} - H_{\text{в}} \cdot \text{ctg}\alpha_{\text{бв}}) + V_{\text{зв}}]K_{\text{по}}}{B_{\text{д}} - H_{\text{кп}}(\text{ctg}\alpha_{\text{е}} - \text{ctg}\alpha_{\text{н}}) + H_{\text{по}}(\text{ctg}\alpha_{\text{н}} + \text{ctg}\alpha_{\text{е}})} - (L_{\text{дп}} - B_{\text{др}})H_{\text{кп}} \quad (4.22)$$

где  $B_{\text{др}}$  - остаточная длина дна КПО, которая не заполняется внутренним отвалом, принимается 40-60 м.

#### 4.4.2 Определение результирующего угла откоса внутреннего отвала

Определение результирующего угла откоса внутреннего отвала  $\alpha_p$  в зависимости от его высоты  $H_o$  изменяется с высотой по зависимости:

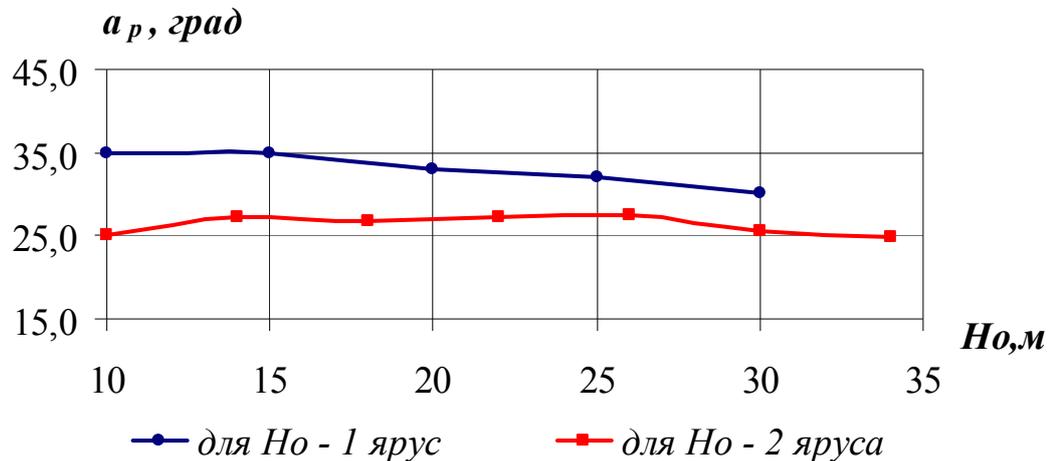


Рис. 4.7 – График зависимости результирующего угла откоса отвала от его высоты.

Указанная графическая зависимость аппроксимирована в виде следующей аналитической зависимости:

- для одноярусного отвала:

$$\alpha_p = 0,007H_o^3 - 0,0486H_o^2 + 0,8266H_o + 31,016 \quad (4.23)$$

- для двнухярусного отвала:

$$\alpha_p = 0,002H_o^3 - 0,0322H_o^2 + 1,0117H_o + 18,191 \quad (4.24)$$

В соответствии с методическими указаниями [84] отвалы твердых пород (в том числе песков и гравийных пород), которые отсыпаются на поверхность слоистых пород, сохраняют устойчивость при углах естественного откоса, изменяющихся в пределах 27-35°. Таким образом, породы скальной вскрыши (без примесей глинистых включений) можно складировать внутреннем отвале на необходимую высоту.

#### 4.4.3 Определение коэффициента устойчивости внутреннего отвала

Параметры многоярусных отвалов мягких глинистых пород на слоистой основе должны определяться расчетом на предельное равновесие по круглоцилиндрическим или плавным криволинейным поверхностям сдвига, пересекающихся в нижней точке откоса (рис. 4.8). Его контур строится согласно [84] с заоткоской нижней части отвала под углом естественного откоса и постепенным выполаживанием откоса вверх.

Проверочные расчеты проводятся по наиболее неустойчивым профилям поверхностей (площадок) сдвига, то есть для наибольшей высоты уступа. Величина коэффициентов запаса устойчивости должна соответствовать его значению (для откосов отвалов глинистых пород  $n_p = 1,2$ ).

Безопасность отвальных работ при бульдозерном отвалообразовании песчано-глинистых пород вскрыши в яруса устанавливается указанным выше расчетом с учетом нагрузок применяемого оборудования [10]. Для описываемых горнотехнических условий наибольшее применение нашли автосамосвалы грузоподъемностью 27÷40 тонн. Используются на планирование рабочей площадки и сталкивание пород под откос отвального яруса бульдозеры с мощностью двигателя 130-300 л.с. Расчетная схема безопасного расположения оборудования на разгрузочной площадке отвала приведена на рис. 4.8.

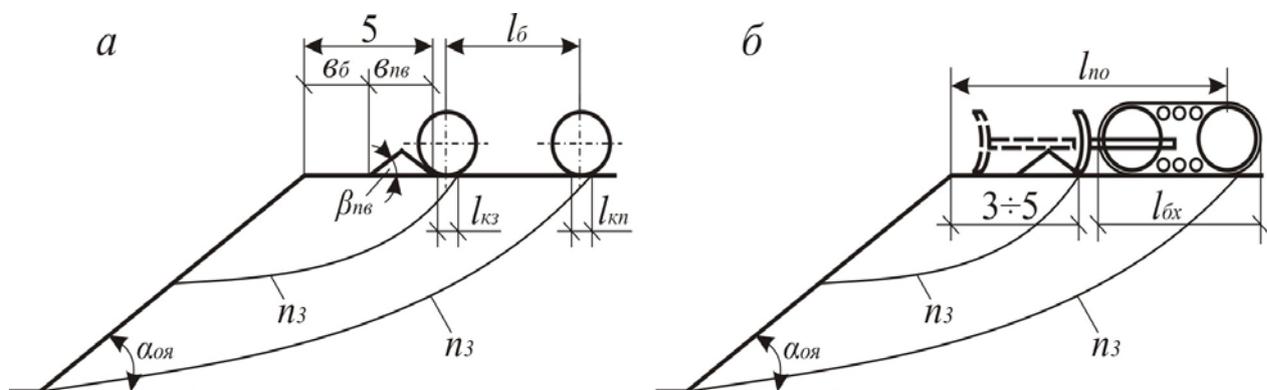


Рис. 4.8 – Схема безопасного расположения на отвальном ярусе автосамосвала (а) и бульдозера (б)

Безопасность работ при разгрузке автосамосвалов обеспечивается следующим образом. Автосамосвал разгружает свой кузов за предохранительный вал, останавливается от бровки отвального яруса на расстоянии (см. рис. 4.8 а) таким образом, чтобы его задние колеса упирались в предохранительный вал не ближе 5 м от бровки. После разгрузки кузова автосамосвал уезжает с площадки. Далее бульдозером осуществляется сталкивание породы под откос (отвала). При движении бульдозера перпендикулярно бровке одновременно осуществляется формирование предохранительного вала высотой не менее 0,5 м высоты заднего колеса крупнейшего по грузоподъемности автосамосвала. При работе со складированием глинистых пород вскрыши в одноярусные высокие отвалы автосамосвал под разгрузку должен устанавливаться на безопасном расстоянии. Далее весь объем выгруженных пород сталкивается под откос отвального яруса бульдозером. Так как вес бульдозера в 2-3 раза меньше веса автосамосвала, то условие безопасности (от обрушения, сползание призмы шириной 10-11 м) работ выполняется.

Расчет устойчивости отвального яруса выполняется с учетом нагрузок, которые оказывает на площадке автосамосвал при его разгрузке и породный вал под задними колесами, а также нагрузок бульдозера при сталкивании породы под откос. Оценка устойчивости проводится по поверхностям и дополнительно по - поверхности окантовочной призмы, на которую влияет вес предохранительного вала и задний мост автосамосвала (рис. 4.8 а), а также половина веса бульдозера при сбросе породы под откос (рис. 4.8 б ) и выезде его на призму. Вес породного вала ( $T$ ) определяется по выражению:

$$P_{не} = \frac{1}{4} e_{не}^2 \times tg\beta_{не} \times \gamma_{не} \quad (4.25)$$

Вес заднего моста автосамосвала с учетом пород что разгружаются [9]:

$$P_{зм} = \frac{2}{3} (P_{ма} + Q_{на}) \quad (4.26)$$

где  $e_{en}$  - ширина основания породного вала, м;

$\beta_{ne}$  - угол естественного откоса пород вала, град;

$\gamma_{ne}$  - объемный вес пород вала, т/м<sup>3</sup>;

$P_{ma}$  - вес тары используемого автосамосвала, т;

$Q_{na}$  - вес породы в автосамосвалы, т.

Вес нагрузок, приходящихся на 1 погонный метр призмы обрушения на разгрузочной площадке отвального яруса, определится соответственно:

$$\Delta P_{no} = \frac{P_{zm}}{e_{kz} \times l_{kz}} + \frac{P_{ne}}{e_{ne}} = \frac{2}{3} \times \frac{(P_{ma} + Q_{na})}{e_{kz} \times l_{kz}} + \frac{1}{4} e_{ne} \times \text{tg} \beta_{ne} \times \gamma_{ne} \quad (4.27)$$

где  $e_{kz}$  - ширина задних шин по колее, м;

$l_{kz}$  - длина задних шин в колее, м.

Нагрузка от веса бульдозера соответственно:

$$\Delta P_{\delta} = \frac{P_{\delta}}{2(l_{\delta x} \times e_{\delta x})} \quad (4.28)$$

где  $P_{\delta}$  - вес бульдозера, т;

$l_{\delta x}, e_{\delta x}$  - соответственно длина и ширина гусеничного полотна, м.

Для вышеуказанного оборудования по приведенным методикам [9] определены коэффициенты запаса устойчивости отвального яруса ( $n_3$  рис. 4.8) и отвала сложенного из нескольких ярусов ( $\sum_{i=1}^m n_i$ ), показатели устойчивости приведены на рис. 4.9.

Показатели устойчивости отвала были рассчитаны на основе физико-механических свойств пород вскрыши и отходов горного производства.

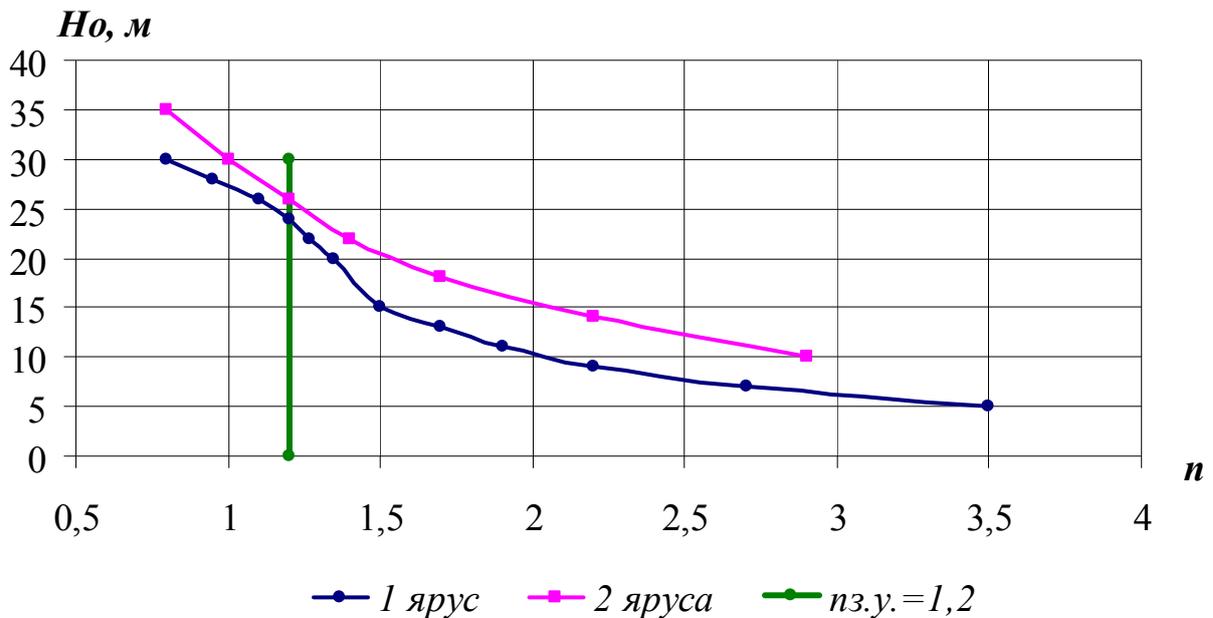


Рис. 4.9 - Зависимость коэффициента устойчивости от высоты отвального яруса

Указанная графическая зависимость, получена с учетом фактических средних показателей физико-механических свойств вскрышных пород, коэффициента запаса устойчивости аппроксимирована в виде следующей аналитической зависимости:

- для одноярусного отвала:

$$n = -0,7276H_0^3 + 9,8932H_0^2 - 40,22H_0 + 57,923 \quad (4.29)$$

- для двухярусного отвала:

$$n = -2,211114H_0^3 + 17,661H_0^2 - 52,144H_0 + 66,647 \quad (4.30)$$

На основе приведенных зависимостей можно сделать вывод, что на отвалах Глуховского карьера возможно обеспечить безопасность работ по укладке пород:

- для одноярусного отвала: при высоте отвала до 24 м.

- для двухярусного отвала: при высоте ярусов до 13 м с общей высотой отвала до 26 м.

С учетом того, что в настоящее время параметры отвала превышают данные расчетные параметры, что вызывает увеличение влажности пород на 20-30 % в осеннее-зимний период работы оползневые процессы, возникает необходимость формирования инженерных сооружений для поддержания заданной устойчивости откосов внутреннего отвала.



Наименьшая ширина отвальной площадки  $B_B$  определяется исходя из технологии отсыпки отвала: на площадке разгружаются автосамосвалы грузоподъемностью до 30 т, породы перемешают под откос бульдозером с мощностью двигателя 98-128 кВт;

- одновременно в процессе разгрузки могут участвовать два автосамосвала один непосредственно разгружается, второй маневрирует для заезда на место, что освобождается после отъезда первого автомобиля; расстояние между указанными автосамосвалами выдерживается:

$$l_l = 1.5R_a + l_a, \quad (4.31)$$

где  $R_a$  - радиус поворота автосамосвала по его оси, м;

$l_a$  - длина автосамосвала, м;

- в соответствии с действующими правилами безопасности во время разгрузки автосамосвала бульдозер находится от него сбоку по 10-12 м.

Методика расчета:

$$a = \frac{2H \times \left[ 1 - \text{ctg} \alpha_a \times \text{tg} \left( \frac{\alpha_a - \rho}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\text{ctg} \left( 45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) + \text{tg} \left( \frac{\alpha_a + \rho}{2} \right)} ; \quad (4.32)$$

$$H_{90} = \frac{2C}{\gamma} \times \text{ctg} \left( 45^\circ - \frac{\rho}{2} \right); \quad (4.33)$$

$$F_{з\delta\theta.i} = \varrho_i \times (h_i \times \gamma + q_a \times m_{\text{оai}} + q_6 \times m_{\text{о\delta i}} + q_3 \times m_{3i}) \times \sin \alpha_i; \quad (4.34)$$

$$F_{\text{ymp.i}} = \varrho_i \times (h_i \times \gamma + q_a \times m_{\text{оai}} + q_6 \times m_{\text{о\delta i}} + q_3 \times m_{3i}) \times \cos \alpha_i \times \text{tg} \rho + C \times l_i; \quad (4.35)$$

$$n_p = \frac{\sum_{i=1}^m F_{\text{ymp.i}}}{\sum_{i=1}^m F_{з\delta\theta.i}} ; \quad (4.36)$$

$$F_{\text{д.ymp}} = (n - n_p) \times \sum_{i=1}^m F_{з\delta\theta.i} ; \quad (4.37)$$

$$F_{\text{д.ymp}} = f \times P_n; \quad (4.38)$$

$$F_{\partial.ymp} = f \times V_n \times \gamma_{\kappa};$$

где  $f$  - коэффициент трения пород призмы по площадке основы отвала;

$\gamma_{\kappa}$  - объемный вес пород опорной призмы, Н/м<sup>3</sup>;

$q_a, m_{\partial ai}, q_b, m_{\partial bi}, q_3, m_{3i}$  - см. методику [84].

$$V_n = \frac{(n - n_p) \times \sum_{i=1}^m F_{\partial \partial i}}{f \times \gamma_{\kappa}}; \quad (4.40)$$

$$V_n = S \times l = [e_n + 0.5h_n \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_e)]; \quad (4.41)$$

$$e_n = \frac{V_n - 0.5h_n^2 \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_e)}{h_n}; \quad (4.42)$$

$$e_{1n} = e_n + h_n \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_e) \quad (4.43)$$

Ниже построены зависимости  $H_o = f(n)$  для условий формирования внутреннего отвала при стабилизации его устойчивости с применением упорной призмы из скальных отходов полезного ископаемого для существующих параметров отвала.

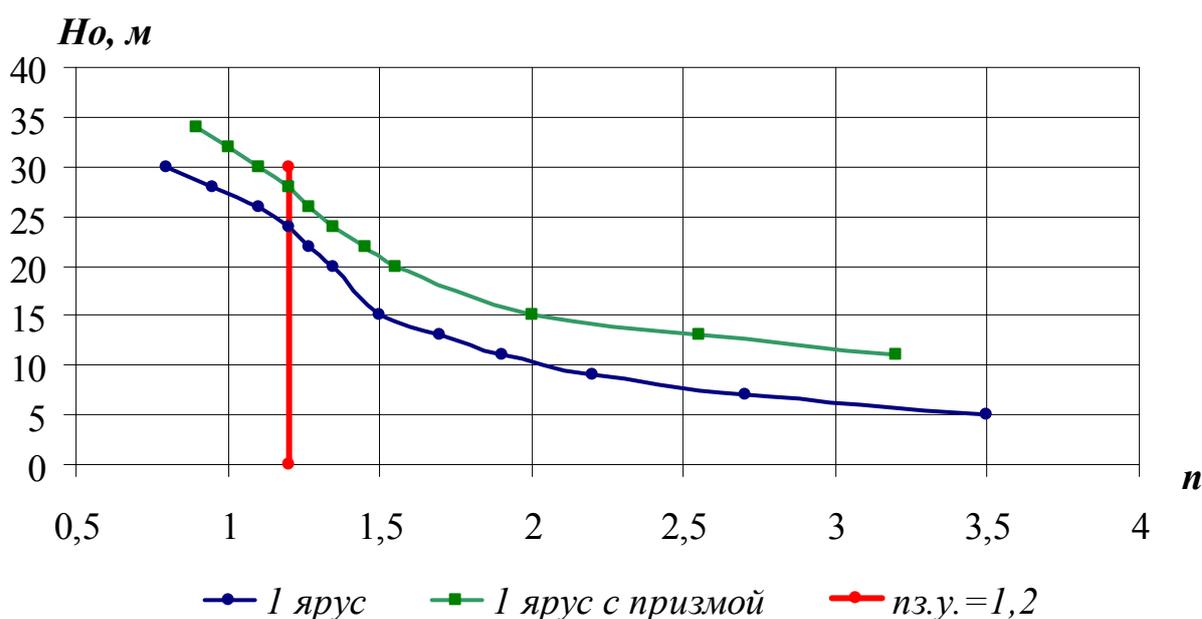


Рис. 4.11 - Зависимость коэффициента устойчивости от высоты отвала

Из выше приведенных зависимостей можно сделать вывод, что с применением контрфорсной породной призмы, можно предотвратить оползневые процессы на отвалах Глуховского карьера, применяя технологию и параметры отвальных работ существующие на карьере на сегодняшний день. Это позволит отсыпать отвалы в один ярус с его высотой до 28 м, что обеспечит коэффициент запаса устойчивости  $n_p = 1,2$ .

Рассмотрим как влияет объем инженерных сооружений (контрфорсной упорной призмы) на коэффициент запаса устойчивости при формировании яруса отвала различной высоты ( $Hя, м$ ).

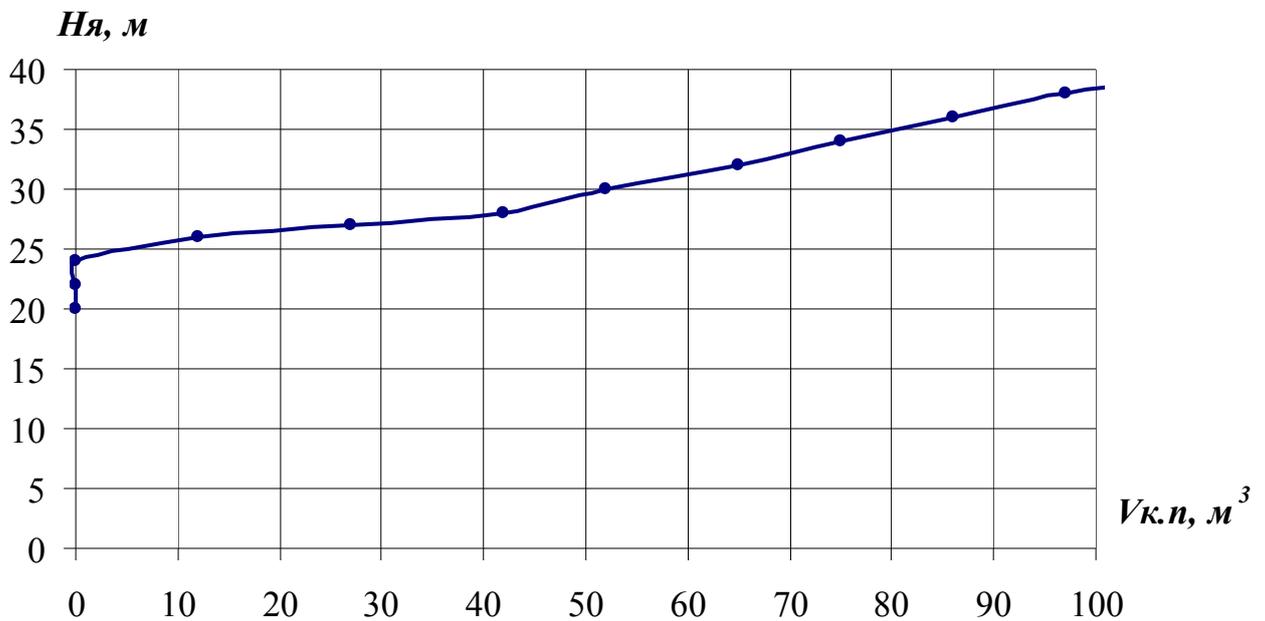


Рис. 4.12 – Зависимость высоты отвального яруса ( $Hя$ ) от объема упорной призмы ( $Vк.п.$ )

Из выше приведенных зависимостей можно сделать вывод, что с увеличением объемных параметров инженерных сооружений (контрфорсной упорной призмы) можно управлять предельным равновесием откоса внутреннего отвала, что обеспечит увеличение высоты отвального яруса с обеспечением необходимого коэффициента устойчивости. При изменении объема призмы ( $Vк.п.$ ) от 12 м<sup>3</sup> до 98 м<sup>3</sup> высота одноярусного устойчивого отвала может достигать 37-38 м.

## **ВЫВОДЫ**

Согласно поставленной цели данной работы «Обоснование технологии внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов» были решены следующие задачи:

1. Проведен обзор и анализ работы Глуховского карьера кварцитовых песчаников в условиях ведения горных работ при внутрикарьерном отвалообразовании пород вскрыши и отходов производства. На основании выполненного анализа современного состояния горных работ на Баничском месторождении кварцитов можно сделать выводы, что технология ведения внутрикарьерного складирования вскрышных пород и отходов производства не соответствует проектным документациям, в этой связи на карьере участились случаи оползневых процессов, которые участились в период с 2009 по 2014 года.

2. Обосновано технологию внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения кварцитов производилось с помощью математического и графического моделирования в направлении оптимизации устойчивых откосов внутренних отвалов путем алгебраического сложения действующих напряжений в массиве по криволинейной поверхности сдвига (по методу Фисенко). Получены аналитические зависимости параметров отвала от коэффициента запаса устойчивости при разных технологиях формирования отвала.

3. Проведен анализ и сравнение различных технологий формирования отвальных ярусов, при формировании внутреннего отвала в условиях оползневых процессов.

4. На основе установленных зависимостей коэффициента запаса устойчивости от параметров внутреннего отвала обоснована оптимальная технология внутрикарьерного складирования вскрышных пород в условиях Баничского месторождения:

- для одноярусного отвала: при высоте отвала до 24 м.
- для двухъярусного отвала: при высоте ярусов до 13 м с общей высотой отвала до 26 м.

5. С учетом того, что в настоящее время параметры отвала превышают проектные параметры и это привело к развитию оползневых процессов, возникает необходимость формирования инженерных сооружений для поддержания заданной устойчивости откосов внутреннего отвала (их стабилизации). В работе установлена зависимость высоты отвального яруса ( $H_{я}$ ) от объема упорной призмы ( $V_{к.п.}$ ).

Из зависимостей  $H_o = f(n)$  и  $H_{я} = f(V_{н.к.})$  можно сделать вывод, что с увеличением объемных параметров инженерных сооружений (контрфорсной призмы) возможно управлять предельным равновесием откоса внутреннего отвала, что позволяет увеличить высоту отвального яруса до 37-38 м с обеспечением необходимого коэффициента устойчивости  $n_p = 1,2..$

**ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК**

1. Теория и практика бестранспортной системы разработки месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. – К.: Вища школа, 1973. – 208 с.
2. Разработать рекомендации по повышению устойчивости рабочего борта и внутреннего отвала Мурзинского карьера: Отчет о НИР (заключительный) / Днепропетровский горный институт (ДГИ); Руководитель В.И. Симоненко. – № 01900002426. – Днепропетровск, 1990. – 87 с.
3. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых / Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Пчелкин Г.Д., Эскин В.С.: Под общей редакцией проф. д-ра техн. наук М.Г. Новожилова. – М.: Недра, 1971. – 552 с.
4. Новожилов М.Г., Селянин В.Г., Тартаковский Б.Н. Новая технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. – К.: Гостехиздат УССР, 1961. – 205 с.
5. Буянов Ю.Д. Циклично-поточная технология на карьерах по добыче нерудных строительных материалов. – М.: Стройиздат, 1973. – 152 с.
6. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. та інш. (2017). Розробка екологічнобезпечних технологій ведення гірничих робіт з урахуванням потреб в ліквідації та консервації гірничодобувних підприємств. Звіт НДР ГП-496 (проміжний). Державний ВНЗ «НГУ». ДР 0117U001134, 218.
7. Строительные материалы Украины (Обзор месторождений по областям). – К.: Госстройиздат, 1963.
8. Строительные материалы Украины (Обзор месторождений по областям). – К.: Будівельник, 1964.
9. Буянов Ю.Д., Аверченков А.П., Бессмертный К.С. Песчано-гравийные и глиняные карьеры. – М.: Недра, 1964. – 357 с.
10. Тихомиров Е.А. Техническому перевооружению флюсодобывающих предприятий – комплексный подход // Горн. журнал. – 1986. – № 12. – С. 8–11.

11. Схема развития металлургического комплекса Украины до 2010 г. Флюсодобывающие предприятия. Т 13, 57, 86, 60 / Укргипроруда; Руководитель А.И. Ясыркин. – № ГР 99–НИР–4217–ПЗ.3. – Харьков, 1994. – 80 с.

12. Гаврилюк И.И. Совершенствование технологии открытой разработки месторождений известняков Донбасса: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.03. / Харьковский ин-т горного машиностроения, автоматизации и вычислительной техники. – Харьков, 1965. – 20 с.

13. Шлаин Б.И. Разработка месторождений нерудного сырья. – М.: Недра, 1985. – 344 с.

14. Мищенко В.С. Минерально-сырьевой комплекс Украинской ССР. – К.: Наук. думка, 1987. – 232 с.

15. Бакка Н.Т., Кузьменко А.Х., Сачков Л.С. Добыча природного камня: Ч.1. Геолого-промышленная и технологическая оценка месторождений природного камня. – К.: УМКВО, 1993. – 368 с.

16. Лященко Ф.И., Романюха А.М. Коллектив Завальевского комбината 50 лет на трудовой вахте // Горн. журнал. – 1984. – № 9. – С. 9–12.

17. Кучерявый Ф.И., Крысин Р.С., Бурков Ю.П. Совершенствование технологии разработки гранитных карьеров. – К.: Техніка, 1966. – 267 с.

18. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. – Л.: Из-во по строительству, 1968. – 326 с.

19. Горкунов В.И., Валиев К.З. Оценка рекультивационных работ и их влияние на выбор основных элементов карьеров по добыче строительных горных работ Казахстана // Комплексное использование минерального сырья. – 1979. – № 5. – С. 3–11.

20. Шлаин Б.И. Разработка месторождений карбонатных пород. – М.: Недра, 1968. – 293 с.

21. Symonenko V.I., Pavlychenko A.V., Cherniaiev O.V., & Gritsenko, L.S. (2015). Ecology saving technology of mineral deposit mining in the conditions of the

sanitary protection zone. Annual Scientific-Technical Collection – Mining of mineral deposits, 469-476.

22. Чесноков М.М. Разработка гранитных месторождений. – М.: АН СССР, 1968. – 137 с.

23. Техничко-рабочий проект разработки Старокадакского месторождения мигматитов ПО “Днепронерудпром” МПСМ Украины: Пояснительная записка / Укргеолпром. – Киев, 1987. – 96 с.

24. Техничко-рабочий проект разработки Тритузновского месторождения гранитов Днепропетровского карьера ПО “Днепронерудпром”: Пояснительная записка / Укргеолпром. – Киев, 1981. – 64 с.

25. Рабочий проект разработки Рыбальского месторождения мигматитов производственного объединения “Днепронерудпром”: Пояснительная записка / Укргеолпром. – Киев, 1987. – 131 с.

26. Рабочий проект разработки Бородаевского месторождения гранитов Верхнеднепровского карьера производственного объединения “Днепронерудпром”: Пояснительная записка / Укргеолпром. – Киев, 1984. – 107 с.

27. Техничко-рабочий проект разработки запасов участка “Северный” Могилянського месторождения гранитов Коростеньского щебзавода ВО “Трансстрой”: Пояснительная записка / Южгипростром. – Киев, 1984. – 207 с.

28. Рабочий проект реконструкции и расширения карьера № 2 Новопавловского месторождения гранитов ПО “Днепронерудпром” / Южгипростром. – № ГР 1694–5–ТГ. – Киев, 1978. – 132 с.

29. Непутин Л.И., Долженко Ю.Л. Совершенствование технологии горных работ на карьерах // Горн. журнал. 1987. – № 1. – С. 12–13.

30. Перспективы применения ЦПТ при разработке Коловайнянского месторождения доломитов / И.С. Биржишкис, И.И. Верайтис, А.К. Скерстанас и др. // Горн. журнал. – 1986. – № 10. – С. 26–27.

31. Буткевич Г.Р. Ресурсосберегающие технологии разработки месторождений нерудных скальных материалов // Состояние промышленности строительных материалов и концепция развития производства в новых

хозяйственных условиях: Совещ. работн. пром–сти неруд. строй. матер. – М.: Знание, 1992. – С. 40–48.

32. Проектные проработки целесообразности выемки запасов флюсовых известняков ниже  $\pm 0$  м Кадыковского карьера / Южгипроруда; Руководитель А.И. Ясыркин. – № ГР 17–ПП–2984–ОПЗ. – Харьков, – 1989. – 211 с.

33. Строительство рудника и ДОФ на месторождении г. Гасфорт: Рабочий проект / Южгипроруда; Руководитель А.И. Ясыркин. – № ГР 313956; Инв. № 313. – Харьков, – 1977. – 268 с.

34. Вскрытие и отработка Северного участка Псилерахского месторождения известняков для поддержания мощности Балаклавского РУ: Рабочий проект / Южгипроруда; Руководитель А.И. Ясыркин. – № ГР 17–02–П–ТР–СР. – Харьков, – 1989. – 274 с.

35. Буткевич Г.Р. Прогрессивная технология разработки месторождений сырья для производства нерудных строительных материалов. – М.: Стройиздат, 1990. – 64 с.

36. Кривобородов Р.Т., Куницын А.Л. Технико-экономические проблемы рекультивации карьеров промышленности строительных материалов // Научно-технические проблемы рекультивации земель нарушенных при добыче полезных ископаемых в СССР: Сб. докладов. – М.: АН СССР, 1978. – С. 49–57.

37. Гартаковский Б.Н., Барсуков М.И. Проектирование вскрышных работ на карьерах наклонными слоями. – К.: Наук. думка, 1976. – 61 с.

38. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. (2016). Технологічні аспекти екологізберігаючої доробки нерудних кар'єрів при їх ліквідації та консервації. Вісник національного університету водного господарства та природокористування: Зб. наук. пр., (2), 148-158.

39. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. – М.: Недра, 1993. – 272 с.

40. Шапарь А.Г. Разработка высоких уступов с обрушением. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

41. Интенсификация вскрышных работ на Язовском месторождении / Г.Д. Пчелкин, Н.М. Студинский, И.Л. Гуменик и др. // Горн. журнал. – 1986. – № 9. – С. 23–25.

42. Гуменик И.Л. Научные основы управления разработкой и потреблением попутных полезных ископаемых на карьерах Украины: Дис. д-ра техн. наук: 05.15.03 – Днепропетровск, 1994. – 288 с.

43. Шпортько В.П., Мельник Ю.И., Решение проблемы извлечения руды при доработке карьера Ингулецкого ГОКа без разноса бортов // Сб. науч.тр. НГА Украины. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1998. – №3, Т.4. – С.19–22

44. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. та інш. (2016). Розробка екологічнобезпечних технологій ведення гірничих робіт з урахуванням потреб в ліквідації та консервації гірничодобувних підприємств. Звіт НДР ГП-480. Державний ВНЗ «НГУ». ДР 0115U002301, 301.

45. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. та інш. (2011). Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон. Звіт НДР ГП-439. Державний ВНЗ «НГУ». ДР 011U000532, 315.

46. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. та інш. (2013). Розробка технологічних, управлінських рішень, нормативної документації, системи екологічного моніторингу щодо природоохоронної діяльності гірничих підприємств. Звіт НДР ГП-456. Державний ВНЗ «НГУ». ДР 0112U000875, 368.

47. Symonenko, V. Cherniaiev, O., Hrytsenko, L., (2016). Organization of non-metallic deposits development by steep excavation layers. Mining of Mineral Deposits, 10 (4), 68-73.

48. Симоненко, В.І., Анісімов, О.О., Гриценко, Л.С. (2012). Створення безпечних умов при розробці нерудних родовищ із зменшеною санітарно-захисною зоною. Зб. Наук. Праць НГУ. (39), 180-187.

49. Симоненко, В.И., Черняев, А.В. (2006). К установлению зависимости между параметрами системы разработки при отработке нерудных месторождений

с внутренним отвалообразованием. Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. Ин-т геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины. Днепропетровск, (62), 93-97.

50. Технологические параметры глубоких карьеров / М.Г. Новожилов, А.М. Маевский, С.А. Бондарь и др. – М.: Недра, 1982. – 175 с.

51. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко и др.; Под ред. проф., д-ра техн. наук А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1994. – 288 с.

52. Симоненко В.И. Технологические основы разработки нерудных месторождений с внутрикарьерным складированием отходов горного производства [Текст]: дис. докт. техн. наук: 05.15.03. / В.И. Симоненко . – Днепропетровск, 2004. – 467 с.

53. Эффективность отработки северной части карьерного поля Полтавского ГОКа открыто-подземным способом / А.Ю. Дриженко, В.М. Богданов, В.И. Симоненко, В.А. Гонцул // Тезисы докладов науч.-техн. семинара “Совершенствование комплексной (открыто-подземной) разработки рудных месторождений”. – Кривой Рог: КГРИ. – 1990. – С. 53–54.

54. Шапарь А.Г., Ефремов Э.И., Гаврилюк И.И. и др. Проблемы разработки глубоких горизонтов карьеров и новые технологические решения // Горн. журнал. – 1984. – № 1. – С. 32–33.

55. Саакян А.Г. Разработка ресурсосберегающих технологических схем производства горных работ на примере Рыбальского гранитного карьера: Дис. канд. техн. наук: 05.15.03 – Днепропетровск, 1994. – 128 с.

56. Новожилов М.Г., Маевский А.М., Просандеев Н.И. Эффективность внутреннего отвалообразования при доработке глубоких карьеров // Повышение эффективности комплексного открыто-подземного способа разработки месторождений. – М.: ИПКОН, 1988. – С. 20–22.

57. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием / А.Г. Шапарь, В.Т. Лашко, А.В. Романенко, В.Е. Киковка. – К.: Наук. думка, 1992. – 115 с.

58. Томаков П.И. Экология и охрана природы при открытых горных работах // Вопросы теории открытых горных работ. – М.: Из-во МГГУ, 1994. – С. 51–61.
59. А.В. Романенко. Опыт применения внутренних отвалов на карьерах СевГОКа // Разраб. руд. месторождений: Респ. межвед. научн.-техн. сб. – Кривой Рог: КТУ. – 2000. – Вып. 72. – С. 11–15.
60. Барсуков И.М. Обоснование технологии горно-подготовительных работ с минимальным нарушением земель при открытой разработке горизонтальных месторождений: Дис. канд. техн. наук: 05.15.03. – Днепропетровск, 1988. – 115 с.
61. Применение циклично-поточной технологии при разработке крепких пород на разрезах (обзор) / А.М. Шарков, Ю.И. Беляков, С.Д. Духовный и др. – М.: Минуглепром СССР, 1972. – 64 с
62. Горкунов В.И. Открытая разработка месторождений нерудных строительных материалов Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1982. – 191 с
63. Горкунов В.И., Завалишин В.С., Валиев К.З. Добыча и рекультивация на карьерах строительных горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 204 с
64. Лягутко А.С., Несвитайло Н.В. Технология гравитационного формирования высоких отвалов // Сб. науч. тр. НГА Украины. – Днепропетровск: РИК НГА Украины. – 1998. – № 7, Том 3. – С. 55–58.
65. Четверик М.С. Режим функционирования техно-экосистемы карьер-отвал-шламохранилище // Геотехническая механика; Межведомственный сб. науч. тр. – 1999. – Вып. 13. – С. 23–26.
66. Прокопенко В.И., Барсуков И.М. Резервы повышения эффективности использования земель на карьерах в мягких породах // Изв. вузов. Горн. журнал. – 1991. – № 7. – С. 25–29.
67. Горкунов В.И., Завалишин В.С., Валиев К.З. Добыча и рекультивация на карьерах строительных горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 204 с.
68. Рациональное развитие горных работ на Кутессайском карьере / Г.В. Секисов, К. Кудайбергенов, А.А. Таскаев и др. // Горн. журнал. – 1991. – № 6. – С. 28–30.

69. Ильин С.А. Перепуск горной массы по крутому борту карьера // Горн. журнал. – 1991. – № 2. – С. 52–55.
70. Хильченко Н.В., Варава И.П., Мякущенко А.Д. Технология увеличения угла откоса рабочих бортов карьеров // Совершенствование горно-рудного производства: Сб. науч. тр. – Кривой Рог: НИГРИ, 1990. – С. 102–107.
71. Буткевич Г.Р. О высоких уступах на нерудных карьерах // Горный журнал. – 2000. – № 2. – С. 15–17.
72. Технический проект реконструкции Глуховского карьера кварцитов. – Орджоникидзе: Кавказгипроцветмет, 1979. – 320 с.
73. Проект отвальных работ и рекультивации малопригодных земель в счет компенсации территорий, отводимых для Глуховского карьера кварцитов/НПО "Контур" (ДГИ); – руководитель В.И. Симоненко. – Днепропетровск, 1992. – 49с.
74. «Дополнение к проекту добычи кварцитовидных песчаников на ДП ОАО «ЗалК» «Глуховский карьер кварцитов»: технологические решения по горным работам на Северо-Восточном участке карьера; производство вскрышных работ и отвалообразование с корректировкой углов, откоса бортов и отвалов» / Технический проект: № 070510. Национальный горный университет 2003 г.
75. Производство взрывных работ с целью понижения высоты вскрышного уступа в условиях Глуховского карьера кварцитов: Типовой проект (пояснительная записка)/ Национальная горная академия Украины (НГАУ ); Руководитель Р.С. Крысин. – Днепропетровск, 2001. – 32 с.
76. Нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных предприятий.- Л.- Стройиздат, 1977.-366 с.
77. Методичні вказівки до виконання практичних робіт з дисципліни “Теорія управління станом гірського масиву” /Упоряд.: В.І. Симоненко, О.В. Черняев – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 39 с.
78. Симоненко В.І. Про напрямки удосконалення технології розробки корисних копалин на гранітних та кам’яних кар’єрах / В.І. Симоненко // Матеріали міжн. конф-ї «Форум гірників - 2006». Д.: НГУ, 2006. – с. 147-150.

79. Черняев, А.В. (2006). Эффективность доработки нерудных месторождений нерудных строительных материалов в глубину ниже границы подсчета запасов. Геотехническая механика. (65), 172-178.

80. Dryzhenko, A., Shustov, A, Adamchuk, A. (2016). Prospects for future mining of steep iron-ore deposits in the context of Kryvbas. Metallurgical and Mining Industry. Issue 10, 46-52.

81. Анисимов О.А. (2015). Технология строительства и разработки глубоких карьеров: Монография. Д.: Национальный горный университет, 272 с.

82. Симоненко В.І., Черняев, А.В., Гриценко, Л.С. (2016). Технологічні аспекти еколого- та ресурсозберігаючих технологій відпрацювання прирощених запасів при ліквідації нерудних кар'єрів. Збірник наукових праць НГУ. (50), 92-100.

83. Черняев, О.В. (2017). Технологічні аспекти формування стійких приконтурних та внутрішніх відвалів при розробці нерудних родовищ. Збірник наукових праць НГУ. Дніпро: ДВНЗ «НГУ» (51), 84-93.

84. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 164с.

**ПРИЛОЖЕНИЕ А***Відомості про дипломномний проект*

№	Розмір Аркуша	Позначення	Найменування	Кількість Аркушів	Примітка
			Документація		
1	A4	ВГР.ПД.18.01.ПС.ПЗ.	Пояснювальна записка	103	
			Графічні матеріали		
2	A4	ВГР.ПД.18.01.01-15.ГЧ	Демонстраційні матеріали	17	



**ПРИЛОЖЕНИЕ Б**

Відгук керівника дипломної роботи  
студента групи 184м-16-8

*Гаценко Дмитра Олександровича*

на тему: «Технологія внутрішнього відвалоутворення розкритих глинистих порід  
в умовах Баничського родовища кварцитовидних пісковиків»

**ПРИЛОЖЕНИЕ Б****ЗОВНІШНЯ РЕЦЕНЗІЯ**

на дипломну роботу студента групи 184м-16-8

*Гаценко Дмитра Олександровича*

на тему: «Технологія внутрішнього відвалоутворення розкритих глинистих порід в умовах Баничського родовища кварцитовидних пісковиків»