



Федеральное бюджетное учреждение науки  
Институт горного дела  
Уральского отделения Российской академии наук

В НОМЕРЕ:

- Теория проектирования и геотехнологические проблемы отработки месторождений полезных ископаемых
- Геотехника
- Строительная технология
- Геомеханические и геодинамические процессы при освоении недр
- Геоинформационное обеспечение при освоении недр

СЕТЕВОЕ ПЕРИОДИЧЕСКОЕ НАУЧНОЕ ИЗДАНИЕ

ISSN 2313-1586

# ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

## PROBLEMS OF SUBSOIL USE



Сайт  
<http://trud.igduran.ru>

Выпуск 3 (46)  
**2025**

16+



Учредитель – Федеральное государственное бюджетное учреждение науки  
Институт горного дела Уральского отделения РАН

№ государственной регистрации Эл № ФС77-56413 от 11.12.2013

Выходит 4 раза в год только в электронном виде

**РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:**

С.В. Корнилков, д.т.н., проф., г.н.с., ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург – главный редактор  
В.М. Аленичев, д.т.н., проф., г.н.с., ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург – зам. главного редактора

**Члены редакционной коллегии:**

Н.Ю. Антонинова, к.т.н., заведующая лабораторией ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург  
А.А. Абдурасулов, к.ф.-м.н., советник ректора, доцент, Таджикский технический университет имени академика  
М.С. Осими, г. Душанбе, Республика Таджикистан  
Н.Г. Валиев, д.т.н., проф., заведующий кафедрой горного дела УГГУ, г. Екатеринбург  
С.Д. Викторов, д.т.н., проф., заведующий отделом проблем геомеханики и разрушения горных пород ИПКОН РАН,  
г. Москва  
С.Е. Гавришев, д.т.н., проф., заведующий кафедрой разработки полезных ископаемых, МГТУ им. Носова,  
г. Магнитогорск  
С.Ж. Галиев, д.т.н., проф., чл.-корр. НАН РК, вице-президент АО «Казахстанский институт развития индустрии»  
Министерства индустрии и новых технологий Республики Казахстан, г. Алматы, Республика Казахстан  
А.В. Глебов, д.т.н., заместитель директора ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург  
Ш.Ш. Заиров, д.т.н., проф., Навоийский государственный горный институт, г. Навои, Республика Узбекистан  
О.В. Зотеев, д.т.н., ведущий научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления ИГД УрО РАН  
И. В. Зырянов, д.т.н., заведующий кафедрой горного дела политехнического института (филиал) СВФУ в г. Мирном  
В.С. Коваленко, д.т.н., проф., Горный институт НИТУ «МИСиС», г. Москва  
К.Ч. Кожоголов, д.т.н., проф., чл.-корр. НАН КР, директор Института геомеханики и освоения недр НАН КР,  
г. Бишкек, Киргизская Республика  
И.А. Козлова, к.г.-м. н, директор института геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург  
И.Л. Кравчук, д.т.н. директор Челябинского Филиала института горного дела УрО РАН, г. Челябинск  
М.В. Курления, д.т.н., проф., академик, научный руководитель ИГД СО РАН, г. Новосибирск  
Ю.Г. Лаврикова, д.э.н., проф., директор Института экономики УрО РАН, г. Екатеринбург  
С.В. Лукичев, д.т.н., проф., директор ГоИ КНЦ РАН, г. Апатиты  
А.М. Макаров, д.т.н., проф., исполнительный директор ООО НИИОГР, г. Челябинск  
А.А. Панжин, к.т.н., ученый секретарь ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург  
А.Е. Пелевин д.т.н., проф. кафедры обогащения полезных ископаемых УГГУ, г. Екатеринбург  
И.Ю. Рассказов, д.т.н., чл.-корр. РАН, директор Хабаровского федерального научного центра, г. Хабаровск  
Л.С. Рыбникова, д.т.н., с.н.с. ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург  
Д.И. Симисин, д.т.н., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург  
И.В. Соколов, д.т.н., директор ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург  
С.М. Ткач, д.т.н., директор ИГДС СО РАН, г. Якутск  
С.И. Фомин, д.т.н., проф. кафедры, НМСУ «Горный», г. Санкт-Петербург  
Хадхуугийн Жаргалсайхан, д.т.н., директор Института горного дела Монгольского государственного университета  
науки и технологий, г. Улан-Батор, Монголия  
Л.С. Шамганова, д.т.н., член-корреспондент НАН РК, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Национальный центр по  
комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан, г. Алматы, Республика Казахстан  
В.Л. Яковлев, д.т.н., проф., чл.-корр. РАН, советник РАН, ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург

Издатель: Федеральное государственное бюджетное учреждение науки  
Институт горного дела Уральского отделения РАН

*Все статьи проходят обязательное рецензирование*

Адрес редакции: 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, д. 58, тел. (343)350-35-62

Сайт издания: [trud.igduran.ru](http://trud.igduran.ru)

Выпускающий редактор: Е.А. Катаева

Редактор: О.А. Истомина

Компьютерный набор и верстка: Я.В. Неугодникова, Т.Г. Петрова

*Уважаемые читатели журнала!*

Предлагаем вам третий номер журнала «Проблемы недропользования» за 2025 год.

В номере представлены статьи, посвященные теории проектирования и геотехнологическим проблемам месторождений полезных ископаемых (авторы: Антипин Ю.Г., Смирнов А.А., Барановский К.В., Никитин И.В., Рожков А.А., Вольхин И.А.), геотехнике (авторы: Журавлев А.Г., Чендырев М.А.), строительной технологии (авторы: Балек А.Е., Копятков Д.А., Массальский Н.А., Прищепа Д.В., Харисов Т.Ф.), геомеханическим и геодинамическим процессам при освоении недр (авторы: Далатказин Т.Ш., Зуев П.И.), геоинформационному обеспечению при освоении недр (авторы: Яковлев В.Л., Яковлев А.В., Шимкив Е.С., Соколов В.В., Корнилков С.В., Рыбников П.А., Рыбникова Л.С., Смирнов А.Ю., Лысенко Д.Е.).

*Редколлегия*

## Содержание

### ТЕОРИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<b>Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Вольхин И.А.</b> Изыскание и выбор системы разработки пологопадающих месторождений в условиях высокой изменчивости мощности залежи .....	<b>6</b>
<b>Антипин Ю.Г., Смирнов А.А., Барановский К.В., Рожков А.А.</b> Формирование горнотехнических условий для интенсификации процесса выпуска сильнотрещиноватых руд при подземной разработке .....	<b>18</b>
<b>Рожков А.А.</b> Направления преобразования горнотехнической системы для снижения комплексного ущерба от переизмельчения руд при системах разработки с обрушением .....	<b>32</b>

### ГЕОТЕХНИКА

<b>Журавлев А.Г., Чендырев М.А.</b> Развитие конструкций полустационарных дробильно-перегрузочных установок для тяжелых условий .....	<b>45</b>
---	-----------

### СТРОИТЕЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ

<b>Балек А.Е., Коптяков Д.А., Масальский Н.А., Прищепа Д.В., Харисов Т.Ф.</b> Анализ методов определения нагрузок на крепь в условиях запредельного напряженно-деформированного состояния массива .....	<b>59</b>
---	-----------

### ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ И ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР

<b>Далатказин Т.Ш., Зуев П.И.</b> Результаты исследований по определению зависимости между деформационными параметрами по данным геодезии и радонометрии .....	<b>77</b>
<b>Далатказин Т.Ш., Зуев П.И.</b> Геодинамическая диагностика подработанного горного массива с использованием радонометрии .....	<b>84</b>

### ГЕОИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР

<b>Яковлев В.Л., Яковлев А.В., Шимкив Е.С., Соколов В.В.</b> Систематизация геомеханических рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров .....	<b>95</b>
<b>Корнилков С.В., Рыбников П.А., Рыбникова Л.С., Смирнов А.Ю.</b> Методика проектирования специализированных гидрогеологических ГИС-ориентированных баз данных .....	<b>107</b>
<b>Лысенко Д.Е.</b> Проблемы качества и стандартизации исходной геологической и геомеханической информации при геолого-структурном и геотехническом моделировании .....	<b>119</b>





---

**ТЕОРИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ  
ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

УДК 622.273

**Антипин Юрий Георгиевич,**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией  
подземной геотехнологии  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Барановский Кирилл Васильевич,**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**Никитин Игорь Владимирович,**

кандидат технических наук,  
научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**Вольхин Иван Андреевич,**

инженер,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

#### **ИЗЫСКАНИЕ И ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ВЫСОКОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ МОЩНОСТИ ЗАЛЕЖИ\***

##### *Аннотация:*

Актуальность исследования обусловлена необходимостью повышения эффективности подземной разработки пологопадающих месторождений вкрапленных медно-никелевых руд в условиях высокой изменчивости мощности залежи и неоднородности свойств вмещающих пород. Цель работы – обоснование эффективных и безопасных систем разработки и их оптимальных параметров для различных интервалов мощности залежи, обеспечивающих повышение полноты и качества извлечения запасов полезных ископаемых из недр и снижение удельного объема подготовительно-нарезных работ. На первом этапе исследования выполнен анализ технической возможности и целесообразности применения систем разработки различных классов в реальных горно-геологических и горнотехнических условиях эксплуатации медно-никелевого месторождения, на втором этапе – систематизация, конструирование и сравнение систем разработки по основным технико-экономическим показателям (потери и разубоживание при добыче руды, удельный объем подготовительно-нарезных работ). В результате проведенного исследования с применением дифференцированного подхода определены наиболее эффективные системы разработки для различных

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.006

**Antipin Yuriy G.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of the Laboratory of underground  
geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Baranovsky Kirill V.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS

**Nikitin Igor V.**

Candidate of Technical Sciences,  
Researcher, Laboratory of underground  
geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS

**Volhin Ivan A.**

Engineer, Laboratory of underground  
Geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS

#### **SEARCH AND SELECTION OF MINING SYSTEM FOR GENTLY SLOPING DEPOSITS IN CONDITIONS OF HIGH VARIABILITY OF DEPOSIT CAPACITY**

##### *Abstract:*

The relevance of the study is due to the need to increase the efficiency for underground mining of gently sloping deposits of interspersed copper-nickel ores in conditions with high variability of deposit capacity and heterogeneity of the properties of the host rocks. The purpose of the work is to substantiate effective and safe mining systems and their optimal parameters for different intervals of deposit capacity, which ensure an increase in the completeness and quality of extraction of mineral reserves from the subsoil and reduction of the specific volume of preparation and cutting operation. At the first stage of the study, the production capacity and feasibility of using various classes of mining systems were analyzed in the actual mining, geological and technical conditions of the copper-nickel deposit. At the second stage, the systems were systematized, designed and compared in terms of their main technical and economic indicators (losses and dilution of ore, specific volume of preparation and cutting operation). As a result of the conducted research using a differentiated approach, the most effective mining systems have been identified for different areas: for deposits with a capacity of 5-10 and 10-20 m – combined mining system that combines the level chamber system and the level caving system; for deposits with a capacity of 20-45 m – sublevel caving system with end-of-floor ore extraction.

\* Исследования выполнены в рамках Гос. задания №075-00410-25-00. № гос. рег. 125070908257-0.

Тема 1 (2025-2027). Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001).

участков: при мощности залежи 5 – 10 и 10 – 20 м – комбинированная система разработки, сочетающая этажно-камерную систему и систему этажного обрушения, при мощности залежи 20 – 45 м – система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

**Ключевые слова:** пологое месторождение, вкрапленные руды, подземная разработка, система разработки, мощность залежи, систематизация, экономико-математическое моделирование, технико-экономические показатели.

**Key words:** gently sloping deposit, interspersed ores, underground mining, mining system, deposit capacity, systematization, economic and mathematical modeling, technical and economic indicators.

### Введение

Устойчивое развитие горных предприятий в условиях рыночной экономики тесно связано с решением комплекса задач по обеспечению максимально эффективного использования имеющихся в их распоряжении минерально-сырьевых ресурсов [1]. Особое значение эта взаимосвязь имеет при эксплуатации месторождений с низким содержанием полезных компонентов, к которым следует отнести одно из крупнейших в России месторождение сульфидных медно-никелевых руд «Норильск-1», представленное преимущественно вкрапленными рудами в интрузиве [2].

Рудная залежь в общем повторяет контуры интрузии и имеет пластообразную форму. Протяженность рудного тела по месторождению достигает 13 км. Мощность рудного тела изменяется от 5 до 45 м, угол падения составляет 5 – 8°, на отдельных участках – до 25 – 35°. Рудное тело сложено пикритовыми, такситовыми и контактовыми габбро-долеритами. Породы рудной толщи средне- и крупнокристаллические, крепкие, трещиноватые, преимущественно мелкоблочные.

Трещиноватость, нарушенность руд и пород различны. Собственно вкрапленные руды, как правило, имеют среднюю трещиноватость. Верхняя часть пикритовых габбро-долеритов имеет повышенную трещиноватость и широкое развитие вторичной минерализации по трещинам. Налегавшие породы, как правило, крепкие, средней трещиноватости, средней устойчивости. Подстилающие породы имеют различную степень трещиноватости. Песчаники и базальты – средней трещиноватости, аргиллиты, углестые аргиллиты и угли – сильно трещиноватые и слабоустойчивые. Крепость руд и вмещающих пород месторождения по шкале М.М. Протоdjяконова составляет: вкрапленные руды – 10–14; оливиновые габбро-долериты – 14–16; базальты и долериты – 12–14; песчаники – 10–12; каменные угли – 4 – 6. Объемная масса вкрапленных руд и вмещающих пород – 3,0 т/м<sup>3</sup> [2].

В настоящее время разработка месторождения «Норильск-1» осуществляется одновременно открытым и подземным способами [3]. Подземная добыча вкрапленных медно-никелевых руд ведется технологией с обрушением руды и вмещающих пород и использованием комплексов самоходного оборудования (СО) на глубине 350 – 450 м. В условиях высокой изменчивости мощности рудной залежи и неоднородности свойств вмещающих пород применяемая система разработки не обеспечивает необходимого уровня извлечения запасов полезных ископаемых из недр: потери руды достигают 20 - 25 %, разубоживание – 25 – 30 % [4].

Таким образом, изыскание и выбор эффективных и безопасных систем разработки для различных участков залежи вкрапленных медно-никелевых руд, обеспечивающих повышение полноты и качества извлечения запасов из недр и снижение удельного объема подготовительно-нарезных работ (ПНР), является актуальной научно-технической задачей.

### Методы исследования

В работе использован комплексный метод исследования, включающий анализ практики и условий применения, систематизацию, конструирование, экономи-



ко-математическое моделирование и оценку рациональных вариантов системы разработки.

На первом этапе исследования выполнен анализ организационно-технической возможности и целесообразности применения систем разработки различных классов в реальных горно-геологических и горнотехнических условиях месторождения «Норильск-1», на втором этапе – систематизация, конструирование и сравнение рассматриваемых вариантов системы разработки по основным технико-экономическим показателям (ТЭП): потери и разубоживание руды, удельный объем ПНР.

#### *Результаты исследования*

На основе анализа горно-геологических и горнотехнических условий подземной разработки месторождения «Норильск-1» выполнена систематизация рациональных вариантов системы разработки по следующим признакам: класс системы разработки и мощность залежи вкрапленных руд (табл. 1). Систематизация позволяет упорядочить процедуру отбора и способствует расширению области поиска эффективных и безопасных систем разработки с учетом современных тенденций их развития [5 – 9].

Таблица 1

#### **Систематизация вариантов системы разработки пологой залежи**

Класс системы разработки	Мощность залежи вкрапленных руд		
	от 5 до 10 м	от 10 до 20 м	от 20 до 45 м
1. С обрушением руды и вмещающих пород	1.1. Система этажного обрушения с торцовым выпуском и полевой подготовкой	1.2. Система этажного обрушения с торцовым выпуском и рудно-полевой подготовкой	1.3. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском и рудной подготовкой
2. С открытым выработанным пространством	2.1. Камерно-столбовая с оставлением целиков	2.2. Камерно-столбовая с выемкой камер увеличенной ширины и оставлением целиков	–
3. Комбинированная (сочетание систем с открытым выработанным пространством и с обрушением)	3.1. Комбинированная с выемкой камер с плоским днищем, заполнением их пустой породой и отработкой целиков системой этажного обрушения с торцовым выпуском	3.2. Комбинированная с выемкой камер с плоским днищем, принудительным обрушением налегающих пород и отработкой целиков системой этажного обрушения с торцовым выпуском	3.3. Комбинированная с выемкой камер увеличенной ширины с траншейным днищем, принудительным обрушением налегающих пород и отработкой целиков системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском

Далее осуществлено конструирование вариантов системы разработки в соответствии с систематизацией. Общие положения и условия, принятые при конструировании вариантов системы разработки:

1. Рудная залежь в плане разбивается на панели шириной 90 – 100 м и длиной 800 – 900 м. Панель по падению (вкрест простирания) залежи разделяется транспортными штреками на добычные блоки длиной 90 м и шириной, равной ширине панели, – 90–100 м. Высота этажа равна мощности рудной залежи.

2. Подготовка запасов панели заключается в проведении транспортных и вентиляционных (на горизонте принудительного обрушения) штреков и ортов, вентиляцион-

но-ходовых восстающих (ВХВ) и рудоспусков.

3. Расчет устойчивых размеров камер и целиков выполнен на основе статистических данных и зависимостей, изложенных в «Методических указаниях по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов» (Читинский филиал ВНИПИГорцветмет, 1988) с учетом глубины ведения горных работ 450 м.

Техническим проектом предусмотрено применение системы этажного (подэтажного) обрушения в трех вариантах, отличающихся расположением буродоставочного горизонта в зависимости от фактической устойчивости приконтактного слоя руды и породы (рис. 1):

- в подстилающих породах (полевая подготовка) (вариант 1.1);
- в руде на контакте руда – порода и частичным расположением буродоставочных штреков в подстилающих породах (вариант 1.2);
- в руде в полном объеме на контакте руда – порода (вариант 1.3).

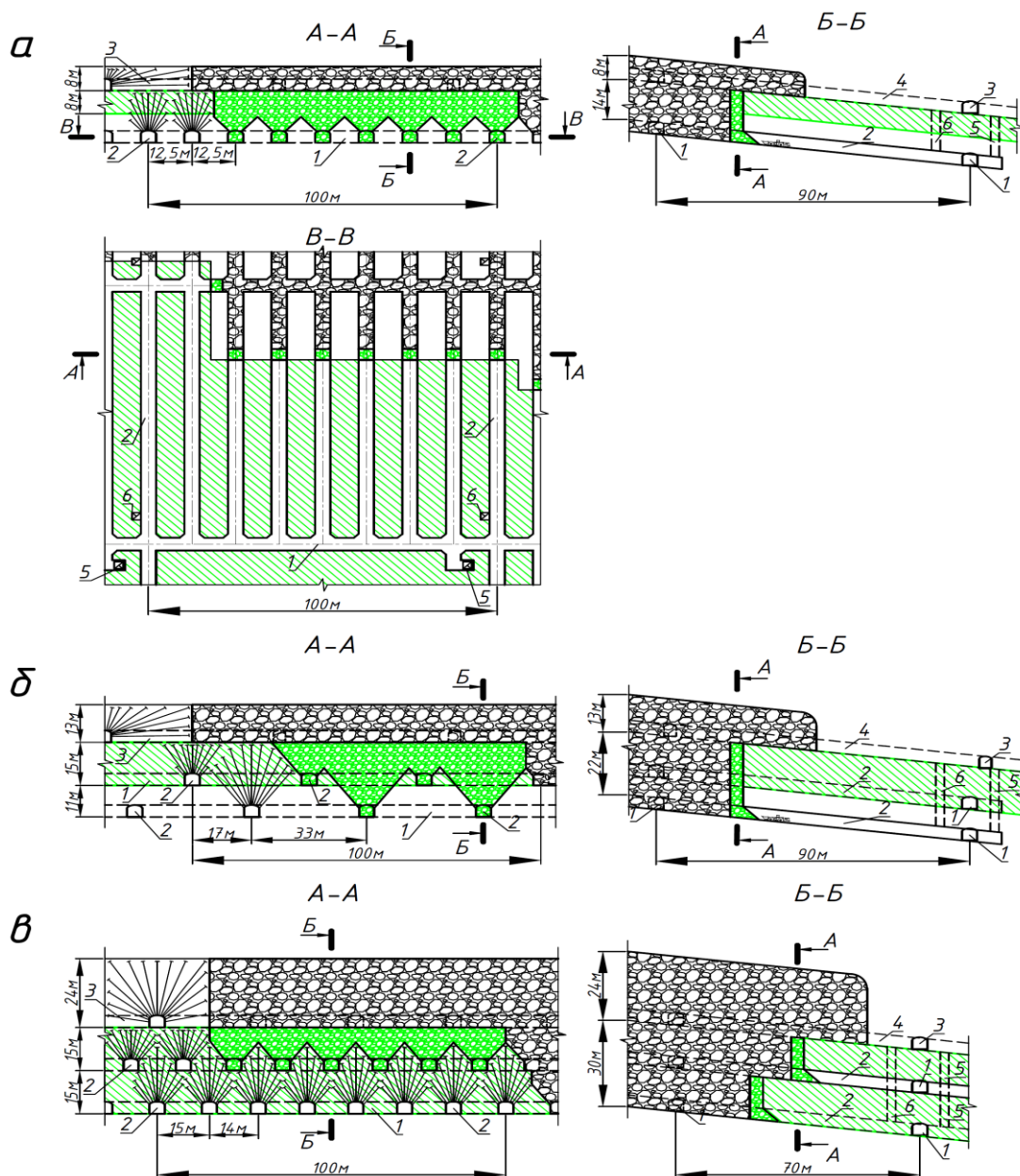


Рис. 1. Система разработки этажного (подэтажного) обрушения:

- а) вариант 1.1; б) вариант 1.2; в) вариант 1.3: 1 – буродоставочный штрек; 2 – буродоставочный орт; 3 – штрек ГПО; 4 – орт ГПО; 5 – рудоспуск; 6 – ВХВ

Подготовка запасов к выемке на подэтажах предусматривает проведение полевых доставочных или рудных буро-доставочных штреков, сбиваемых между собой через каждые 10 м ортами, а также штреков и ортов горизонта принудительного обрушения (ГПО).

Очистная выемка запасов добычного блока состоит в послышной отбойке рудного массива вертикальными или крутонаклонными скважинами на зажатую среду с последующим выпуском отбитой руды под обрушенными породами из торца буро-доставочного орта с помощью погрузо-доставочной машины (ПДМ).

Приняты следующие параметры системы разработки с обрушением:

- ширина панели – 100 м;
- высота подэтажа – 14 – 25 м;
- расстояние между осями ортов – 12,5 – 17 м;
- ширина целика между выработками – в подстилающих породах 8 – 10 м, в руде 9 – 11 м в зависимости от глубины разработки.

Система этажного обрушения обеспечивает высокую интенсивность отработки добычных блоков за счет одностадийной выемки и применения СО.

*Камерно-столбовая система разработки* применяется при отработке пологих и наклонных рудных тел малой и средней мощности и обеспечивает условия для эффективной эксплуатации СО на основных и вспомогательных технологических процессах [10].

*Вариант 2.1* предусматривает отработку залежи мощностью 5 – 10 м (в среднем 8 м) (рис. 2а). Добычный блок включает очистную камеру шириной 8 м и ленточный междуканальный целик (МКЦ) шириной 6 м, располагаемые длинной стороной по падению залежи. Между добычными блоками по падению залежи через 90 м оставляется междублоковый целик (МБЦ) шириной 20 м, охраняющий доставочный штрек. Распределение балансовых запасов в блоке: камера – 42,4 %, МКЦ – 35,3 % и МБЦ – 22,2 %.

Подготовка к выемке запасов добычного блока заключается в проходке доставочного штрека, наклонных погрузочных заездов на буровой горизонт, буровых ортов по контакту рудного тела с налегающими породами, погрузочных заездов по контакту рудного тела с подстилающими породами, отрезных заходок и восстающих. Буровые орты расширяются до ширины камеры, и производится анкерное крепление ее кровли [11].

Выемка камерных запасов начинается с образования отрезной щели на фланге камеры и осуществляется путем отбойки рудного массива нисходящими параллельными скважинами, погрузки отбитой руды ПДМ с почвы камеры и доставки ее до рудоспуска. Проветривание камеры осуществляется нагнетательным способом с применением вентиляторов местного проветривания, расположенных в доставочном штреке.

Основные недостатки варианта 2.1:

- технология добычи руды предусматривает оставление регулярных ленточных МКЦ, имеющих значительную долю запасов (35,3 %) от общих запасов блока, что определяет весьма низкий уровень полноты извлечения запасов в блоке и, как следствие, высокий удельный объем ПНР;
- технологический процесс выемки камер, включающий предварительную подсечку кровли камеры на всю ее ширину с последующим креплением кровли, отбойку нисходящими скважинами, погрузку и доставку руды из очистного пространства, характеризуется относительно высокими затратами и низкой производительностью труда;
- для оформления бурового горизонта требуется проходка наклонных заездов под кровлю камеры с большим уклоном, что осложняет организацию ведения работ и увеличивает объем ПНР в блоке.



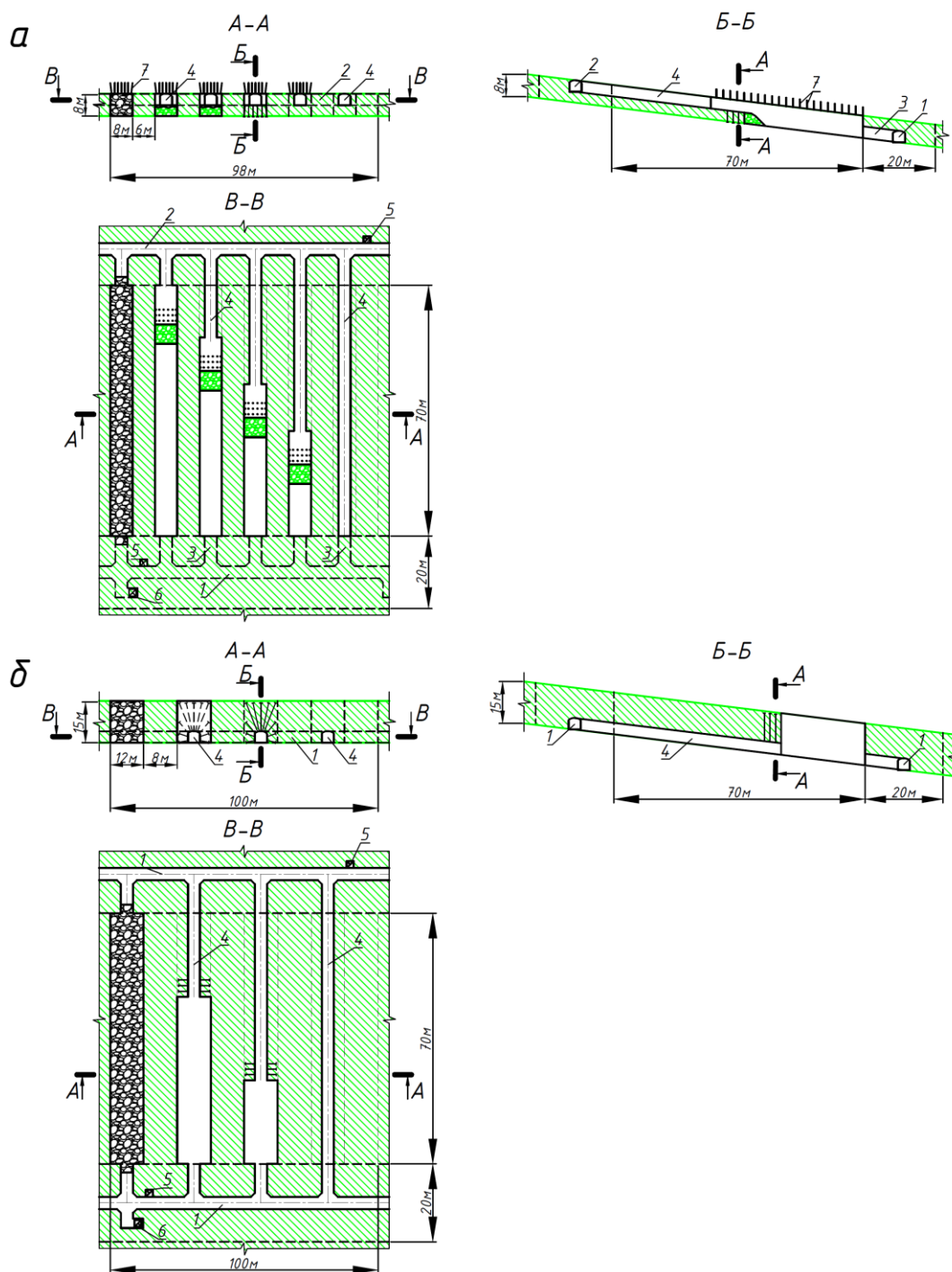


Рис. 2. Камерно-столбовая система разработки:

- а) вариант 2.1; б) вариант 2.2: 1 – доставочный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – погрузочный орт; 4 – буро-вентиляционный (буро-доставочный) орт; 5 – ВХВ; 6 – рудоспуск; 7 – железобетонные анкеры

Вариант 2.2 предусматривает отработку залежи мощностью 10 – 20 м (в среднем 15 м) (рис. 2б). Добычный блок включает очистную камеру шириной 12 м, ленточный МКЦ шириной 8 м и МБЦ шириной 20 м. Доля балансовых запасов в блоке: камера – 46,6 %, МКЦ – 31,1 % и МБЦ – 22,2 %.

Подготовка к выемке запасов добычного блока заключается в проведении доставочного штрека и буро-доставочных ортов по контакту рудного тела с подстилающими породами, отрезных заходок и восстающих.

Выемка камерных запасов начинается с образования отрезной щели на фланге камеры и осуществляется путем секционной (2–3 слоя) отбойки рудного массива восходящими веерами скважин с последующим выпуском и доставкой отбитой руды до рудоспуска с помощью ПДМ с дистанционным управлением (ДУ). Отработанные камеры закладываются пустой породой от проходческих работ с помощью ПДМ с ДУ и автосамосвала [12].

Применение варианта 2.2 по сравнению с вариантом 2.1 позволяет:

- исключить присутствие людей в очистном пространстве за счет применения ПДМ с ДУ и увеличить ширину камер в 1,5 раза (с 8 до 12 м) за счет корректировки расчета допустимого пролета обнажения, учитывающего отсутствие людей в очистном пространстве;

- использовать один буро-доставочный горизонт для выемки камер и снизить удельный объем ПНР;

- уменьшить эксплуатационные затраты и увеличить производительность труда по блоку за счет исключения мелкошпуровой отбойки, крепления кровли камеры и увеличения объема добытой руды в блоке.

В результате экономико-математического моделирования установлено, что применение камерно-столбовой системы разработки для выемки залежи мощностью более 15 м (при ширине камеры свыше 12 м) нерационально вследствие резкого увеличения потерь руды в целиках (рис. 3) и снижения безопасности ведения очистных работ.



Рис. 3. Зависимость величины потерь руды в целиках при камерно-столбовой системе разработки от мощности залежи

*Комбинированная система разработки*, сочетающая в пределах одного добычного блока этажно-камерную систему и систему этажного обрушения, позволяет существенно улучшить показатели извлечения руды в целом по блоку за счет выемки камерами до 40 % запасов блока и полной отработки оставшихся целиков [13, 14].

*Вариант 3.1* предусматривает отработку залежи мощностью 5 – 10 м (в среднем 8 м) (рис. 4а). Добычный блок включает очистную камеру шириной 8 м, МКЦ шириной 10 м и МБЦ шириной 20 м. Распределение балансовых запасов в блоке: камера – 34,6 %, МКЦ – 43,2 % и МБЦ – 22,2 %.

Выемка камерных запасов осуществляется путем секционной (2– 3 слоя) отбойки нисходящих вееров скважин, разбуренных из буро-вентиляционного орта, располагаемого в кровле камеры, и последующего выпуска и доставки отбитой руды из очистного пространства камеры до рудоспуска с помощью ПДМ с ДУ. Отсыпка пустой породы в отработанной камере ведется из буро-вентиляционного орта в кровле камеры. Для повышения устойчивости кровли камеры производится ее анкерное крепление до

начала буровзрывных работ. Выемка запасов МКЦ ведется путем послойной отбойки восходящих вееров скважин, разбуренных из буро-доставочного орта, и послойного торцового выпуска руды с помощью ПДМ. Одновременно с отбойкой МКЦ производится обрушение налегающих пород на высоту 8 м и формирование выпускной траншеи высотой 9 м [14].

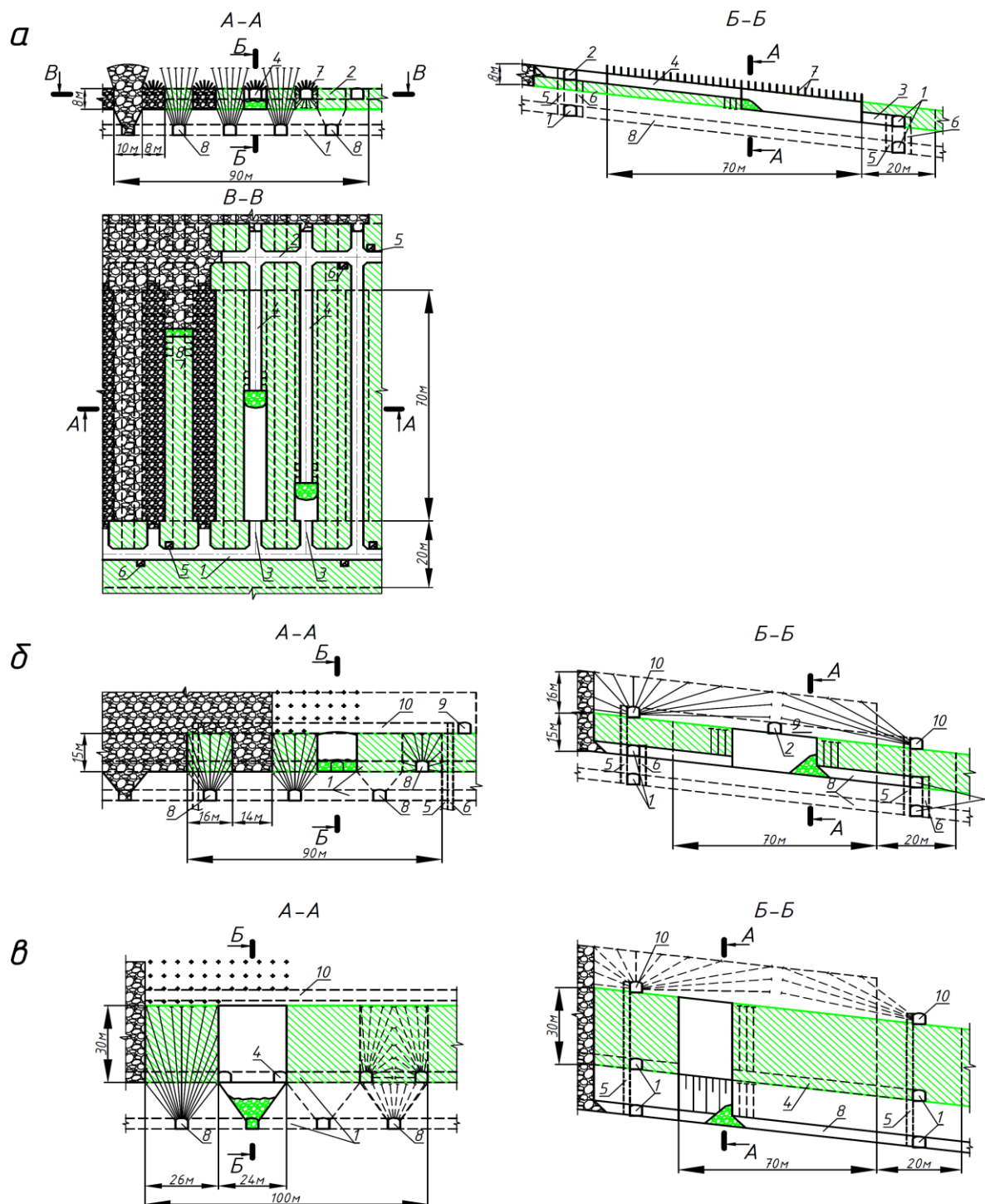


Рис. 4. Комбинированная система разработки:

а) вариант 3.1; б) вариант 3.2; в) вариант 3.3:

- 1 – доставочный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – погрузочный орт;
- 4 – буро-вентиляционный орт; 5 – ВХВ; 6 – рудоспуск;
- 7 – железобетонные анкеры; 8 – буро-доставочный орт;
- 9 – вентиляционный орт; 10 – буро-вентиляционный штрек



**Вариант 3.2** предусматривает отработку залежи мощностью 10 – 20 м (в среднем 15 м) (рис. 4б). Добычной блок включает очистную камеру шириной 14 м, МКЦ шириной 16 м и МБЦ шириной 20 м. Доля балансовых запасов в блоке: камера – 36,3 %, МКЦ – 41,5 % и МБЦ – 22,2 %.

Выемка камерных запасов осуществляется путем секционной (2– 3 слоя) отбойки восходящих вееров скважин, разбуренных из буро-доставочного орта, располагаемого на контакте рудного тела с подстилающими породами, последующего выпуска и доставки отбитой руды из очистного пространства камеры с помощью ПДМ с ДУ. Принудительное обрушение налегающих пород производится одномоментно по всей площади блока на высоту 16 м путем взрывания встречных вееров скважин, разбуренных из фланговых буро-вентиляционных штреков, располагаемых в налегающих породах. Выемка запасов МКЦ осуществляется путем послойной отбойки и торцового выпуска руды под обрушенными породами из траншеи высотой 13 м с помощью ПДМ.

**Вариант 3.3** предусматривает отработку залежи мощностью 20 – 45 м (в среднем 30 м) (рис. 4в). Добычной блок включает очистную камеру шириной 24 м, МКЦ шириной 26 м и МБЦ шириной 20 м. Доля балансовых запасов в блоке: камера – 37,4 %, МКЦ – 40,4 % и МБЦ – 22,2 %.

Общая схема подготовки, порядок и технология отработки запасов добычного блока аналогичны варианту 3.2. Отличительной особенностью является проведение двух буро-доставочных штреков по руде и формирование траншейного днища для выемки запасов камеры [15]. Выпуск руды из камеры через выпускную траншею без использования погрузочных заездов обеспечивает минимальный объем нарезных работ и устойчивость днища камеры.

Расположение камер и целиков по простиранию залежи имеет следующие преимущества:

- все буро-доставочные выработки проходятся горизонтально, а не под углом 7°, что позволяет снизить объем ПНР в блоке до 5 – 8 %;
- погрузка и доставка руды из горизонтальных выработок более эффективна в отличие от наклонных, поскольку обеспечивается необходимая глубина внедрения ковша в навал руды и интенсивность его зачерпывания.

В результате анализа рассмотренных вариантов системы разработки и сравнения их основных ТЭП определены наиболее эффективные для различных участков рудной залежи. Сводные ТЭП вариантов системы разработки пологой залежи вкрапленных медно-никелевых руд представлены в табл. 2.

Таблица 2

Сводные ТЭП вариантов системы разработки пологой залежи

№ п/п	Система разработки	Балансовые запасы блока, т	Потери, %	Разубоживание, %	Эксплуат. запасы блока, т	Объем ПНР, м³	Удельный объем ПНР, м³/1000т
Система этажного (подэтажного) обрушения							
1	Вариант 1.1	216000	22,3	28,2	233749	20488	87,6
2	Вариант 1.2	405000	19,1	20,4	411614	23449	57,0
3	Вариант 1.3	810000	13,5	14,9	823325	45431	55,2
Камерно-столбовая система разработки							
4	Вариант 2.1	181440	46,4	8,2	105939	13453	127,0
5	Вариант 2.2	388800	42,2	8,6	245871	14193	57,7
Комбинированная система разработки							
6	Вариант 3.1	194400	12,7	16,3	202761	14210	70,1
7	Вариант 3.2	405000	13,4	18,9	432466	23352	54,0
8	Вариант 3.3	900000	14,8	20,5	964528	46168	47,9

Сравнение вариантов систем разработки показало следующее:

- 1) при отработке залежи мощностью 5 – 10 м наиболее эффективным является вариант 3.1 за счет более низких потерь руды (в 1,8 раза по сравнению с вариантом 1.1 и в 3,6 раза – с вариантом 2.1) и удельного объема ПНР (на 25 % по сравнению с вариантом 1.1 и в 1,8 раза – с вариантом 2.1);
- 2) при отработке залежи мощностью 10 – 20 м наиболее эффективным является вариант 3.2 за счет более низких потерь руды (в 1,4 раза по сравнению с вариантом 1.2 и в 3 раза – с вариантом 2.2) при практически равном удельном объеме ПНР;
- 3) при отработке залежи мощностью 20 – 45 м наиболее эффективным является вариант 1.3 за счет более низких потерь руды (на 10 % по сравнению с вариантом 3.3) и разубоживания (на 38 % по сравнению с вариантом 3.3).

#### Заключение

На основе дифференцированного подхода для условий пологопадающих месторождений вкрапленных медно-никелевых руд, отличающихся высокой изменчивостью мощности залежи и неоднородностью свойств вмещающих пород, определены наиболее эффективные и безопасные системы разработки по показателям минимума потерь и разубоживания руды и удельного объема ПНР: при мощности залежи 5 – 10 и 10 – 20 м – комбинированная система разработки, сочетающая этажно-камерную систему и систему этажного обрушения, при мощности залежи 20 – 45 м – система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

#### Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., 2015. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий - базис расширения минерально-сырьевого комплекса России. *Устойчивое развитие горных территорий*, № 3, С. 46-50.
2. Дюжиков О.А., Дистлер В.В., Струнин Б.М. [и др.], 1988. *Геология и рудоносность Норильского района*. Москва: Наука, 249 с.
3. Галаов Р.Б., Пелипенко Е.В., Колечко С.С., 2015. История освоения и перспективы развития минерально-сырьевой базы ЗФ ПАО «Норильский никель». *Горный журнал*, № 6, С. 7-10. DOI: 10.17580/gzh.2015.06.01
4. Малиновский Е.Г., Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Гильдеев А.М., 2019. Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцовому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей. *Известия вузов. Горный журнал*, № 7, С. 34-44. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44
5. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Гобов Н.В., Никитин И.В., 2020. Опыт разработки инновационных подземных геотехнологий освоения рудных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 3-1, С. 338-350. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-338-350
6. Тапсиев А.П., Фрейдин А.М., Усков В.А. [и др.], 2014. Развитие ресурсосберегающих геотехнологий разработки мощных пологопадающих залежей полиметаллических руд в условиях Норильска. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 5, С. 123-136.
7. Неверов А.А., Семенов Д.П., Неверов С.А., Никольский А.М., Тишков М.В., 2018. Обоснование параметров камерно-столбовой выемки с регулярным извлечением целиков и обрушением пород кровли в условиях больших глубин. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*, № 1. С. 5-13. DOI: 10.26730/1999-4125-2018-1-5-13
8. Li J.-G., Zhan K., 2018. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment. *Engineering*, Vol. 4, No. 3, P. 381-391.

9. Kant R., Sen P., Paul P.S., Kher A.A., 2016. A Review of Approaches Used for the Selection of Optimum Stopping Method in Hard Rock Underground Mine. *International Journal of Applied Engineering Research*, Vol. 11, P. 7483-7490.
10. Сидоров Д.В., 2012. Геомеханическое обоснование конструктивных параметров камерно-столбовой системы разработки для проектирования глубоких горизонтов СУБРа. *Записки Горного института*, Т. 199, С. 134-140.
11. Лукичев С.В., Любин А.Н., 2016. Повышение полноты извлечения и качества руд при разработке тонких пологих месторождений. *Проблемы недропользования*, № 4 (11), С. 69-73. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.069
12. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2023. Совершенствование технологии отработки пологих залежей бедных комплексных руд. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 4, С. 376-387.
13. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Криницын Р.В., 2021. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5-1, С. 88-104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88
14. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., 2022. Пути повышения эффективности подземной разработки пологих месторождений бедных комплексных руд. *Проблемы недропользования*, № 4 (35), С. 33-43. DOI: 10.25635/2313-1586.2022.04.033
15. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2024. Обоснование рациональной конструкции днища блока при комбинированной системе разработки пологих залежей средней мощности. *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*, Т. 22, № 3, С. 5-12. DOI: 10.18503/1995-2732-2024-22-3-5-12

## References

1. Kaplunov D.R., Ryl'nikova M.V., Radchenko D.N., 2015. Realizatsiya kontseptsii ustoichivogo razvitiya gornyx territorii - bazis rasshireniya mineral'no-syr'evogo kompleksa Rossii [The implementation of the concept of sustainable development of mountainous territories is the basis for the expansion of the Russian mineral resource complex]. *Ustoichivoe razvitie gornyx territorii*, № 3, P. 46-50.
2. Dyuzhikov O.A., Distler V.V., Strunin B.M. [i dr.], 1988. *Geologiya i rudonosnost' Noril'skogo raiona* [Geology and ore content of the Norilsk region]. Moscow: Nauka, 249 p.
3. Galaov R.B., Pelipenko E.V., Kolechko S.S., 2015. Istoriya osvoeniya i perspektivy razvitiya mineral'no-syr'evoi bazy ZF PAO "Noril'skii nikel" [The history of exploration and prospects for the development of the mineral resource base of PJSC Norilsk Nickel]. *Gornyi zhurnal*, № 6, P. 7-10. DOI: 10.17580/gzh.2015.06.01
4. Malinovskii E.G., Akhpashev B.A., Golovanov A.I., Gil'deev A.M., 2019. Sravnenie rezul'tatov fizicheskogo modelirovaniya i naturnogo eksperimenta po tortsevomu vypusku rudy pri sisteme etazhnogo prinuditel'nogo obrusheniya dlya pologikh zalezhei [Comparison of the results of physical modeling and a full-scale experiment on the end discharge of ore with a floor-high forced collapse system for shallow deposits]. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*, № 7, P. 34-44. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44
5. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Gobov N.V., Nikitin I.V., 2020. Opyt razrabotki innovatsionnykh podzemnykh geotekhnologii osvoeniya rudnykh mestorozhdenii [Experience in the development of innovative underground geotechnologies for the development of ore deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 3-1, P. 338-350. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-338-350
6. Tapsiev A.P., Freidin A.M., Uskov V.A. [i dr.], 2014. Razvitie resursosbergayushchikh geotekhnologii razrabotki moshchnykh pologopadayushchikh zalezhei polimetalli-cheskikh rud v usloviyakh Noril'ska [Development of resource-saving geotechnolo-



gies for the development of powerful shallow deposits of polymetallic ores in the conditions of Norilsk]. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 5, P. 123-136.

7. Neverov A.A., Semenov D.P., Neverov S.A., Nikol'skii A.M., Tishkov M.V., 2018. Obosnovanie parametrov kamerno-stolbovoi vyemki s regul'yarnym izvlecheniem tselikov i obrusheniem porod krovli v usloviyakh bol'shikh glubin [Substantiation of the parameters of the chamber-pillar excavation with regular extraction of the pillars and the collapse of the roof rocks in conditions of great depths]. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*, № 1. P. 5-13. DOI: 10.26730/1999-4125-2018-1-5-13

8. Li J.-G., Zhan K., 2018. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment. *Engineering*, Vol. 4, No. 3, P. 381-391.

9. Kant R., Sen P., Paul P.S., Kher A.A., 2016. A Review of Approaches Used for the Selection of Optimum Stopping Method in Hard Rock Underground Mine. *International Journal of Applied Engineering Research*, Vol. 11, P. 7483-7490.

10. Sidorov D.V., 2012. Geomekhanicheskoe obosnovanie konstruktivnykh parametrov kamerno-stolbovoi sistemy razrabotki dlya proektirovaniya glubokikh gorizontov SUBRa [Geomechanical substantiation of the design parameters of the chamber-pillar development system for the design of deep horizons of the subsurface]. *Zapiski Gornogo instituta*, Vol. 199, P. 134-140.

11. Lukichev S.V., Lyubin A.N., 2016. Povyshenie polnoty izvlecheniya i kachestva rud pri razrabotke tonkikh pologikh mestorozhdenii . [Increasing the completeness of extraction and ore quality during the development of thin shallow deposits]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 4 (11), P. 69-73. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.069

12. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2023. Sovvershenstvovanie tekhnologii otrabotki pologikh zalezhei bednykh kompleksnykh rud . [Improving the technology of mining shallow deposits of poor complex ores]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 4, P. 376-387.

13. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Krinitsyn R.V., 2021. Obosnovanie konstruktssii i parametrov kombinirovannoi sistemy razrabotki pologo zalezhi bednykh kompleksnykh rud [Substantiation of the design and parameters of the combined mining system for shallow deposits of poor complex ores]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5-1, P. 88-104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88

14. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., 2022. Puti povysheniya effektivnosti podzemnoi razrabotki pologikh mestorozhdenii bednykh kompleksnykh rud [Ways to increase the efficiency of underground mining of shallow deposits of poor complex ores]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 4 (35), P. 33-43. DOI: 10.25635/2313-1586.2022.04.033

15. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2024. Obosnovanie ratsional'noi konstruktssii dnishcha bloka pri kombinirovannoi sisteme razrabotki pologikh zalezhei srednei moshchnosti [Substantiation of the rational design of the block bottom with a combined system for the development of shallow deposits of medium capacity]. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G.I. Nosova*, Vol. 22, № 3, P. 5-12. DOI: 10.18503/1995-2732-2024-22-3-5-12

УДК 622.272:622.023.623

**Антипин Юрий Георгиевич,**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Смирнов Алексей Алексеевич,**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**Барановский Кирилл Васильевич,**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [karingist@list.ru](mailto:karingist@list.ru)

**Рожков Артём Андреевич,**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [69artem@bk.ru](mailto:69artem@bk.ru)

**ФОРМИРОВАНИЕ  
ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ  
ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ  
ПРОЦЕССА ВЫПУСКА  
СИЛЬНОТРЕЩИНОВАТЫХ РУД  
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ\***

*Аннотация:*

С целью повышения безопасности и эффективности очистной выемки в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях, обусловленных сильной трещиноватостью и слабой устойчивостью рудного массива, в настоящей работе решается актуальная задача по обоснованию параметров подземной геотехнологии, обеспечивающей интенсификацию процесса выпуска руды. На основе анализа опыта подземной разработки установлено, что цель достигается за счет совершенствования конструкции днища блока и интенсификации процесса выпуска руды путем увеличения расстояний между выпускными выработками и применения более производительного оборудования. В результате разработаны рациональные варианты системы этажного самообрушения с модернизированной конструкцией днищ блоков под размещение виброустановок и электровозную откатку руды, позволяющие значительно увеличить интенсивность отработки запасов месторождения за счет сниже-

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.018

**Antipin Yury G.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of Laboratory of underground  
geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Smirnov Alexey A.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS

**Baranovsky Kirill V.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [karingist@list.ru](mailto:karingist@list.ru)

**Rozhkov Artem A.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [69artem@bk.ru](mailto:69artem@bk.ru)

**FORMATION OF MINING CONDITIONS  
FOR INTENSIFICATION OF THE PROCESS  
OF HIGHLY FRACTURED ORE DRAWING  
DURING UNDERGROUND MINING**

*Abstract:*

In order to improve safety and efficiency of stoping in difficult mining, geological and mining-engineering conditions caused by fracturing and weak stability of the ore massif, this paper addresses the urgent task of substantiating the parameters of underground geotechnology that ensures intensification of the ore drawing process. Based on the analysis of underground mining experience, it was found that the goal is achieved by improving the block bottom design and intensifying the ore drawing process by increasing the distances between workings and using more efficient equipment. As a result of the work, rational options for the floor salve caving mining system with a modernized block bottom design for placing vibratory units and electric locomotive haulage of ore were developed, allowing for a significant increase in the intensity of deposit reserve mining by reducing the volume of preparatory and cutting work, increasing the stability of workings and labor productivity in stoping. It is shown that in comparison with the traditional technology based on scraper drawing and

\* Исследования выполнены в рамках Гос. задания №075-00410-25-00. № гос. рег. 125070908257-0.

Тема 1 (2025-2027). Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001).

ния объемов подготовительно-нарезных работ, повышения устойчивости выработок выпуска и производительности труда на очистной выемке. Показано, что в сравнении с традиционной технологией на основе скреперного выпуска и доставки рудной массы разработанные варианты позволяют уменьшить объем подготовительно-нарезных выработок по блоку на 20 – 25 %; повысить сменную производительность на выпуске и доставке руды в 1,9 раза и производительность труда по системе разработки в 1,6 – 1,7 раза. С учетом большой сложности и ресурсоемкости поддержания выработок большого сечения в рассматриваемых условиях переход на вибровыпуск руды в условиях мощных залежей сильнотрещиноватых и слабоустойчивых руд с мелкофракционным гранулометрическим составом является конкурентоспособной и низкзатратной альтернативой самоходному оборудованию.

*Ключевые слова:* технологическое развитие, самообрушение, выпуск руды, конструкция днища, виброустановка, сильнотрещиноватые руды.

*delivery of ore mass, the developed options allow to reduce the volume of preparatory and cutting workings in a block by 20-25 %; to increase the shift productivity of ore drawing and delivery by 1.9 times and labor productivity in the mining system by 1.6-1.7 times. Taking into account the great complexity and resource intensity of maintaining large-section workings in the considered conditions, the transition to vibratory ore drawing in conditions of thick deposits of highly fractured and weakly stable ores with fine-grained granulometric composition is a competitive and low-cost alternative to self-propelled equipment.*

*Key words:* technological development, self-caving, ore drawing, bottom design, vibratory feeders, highly fractured ores.

### Введение

При подземной разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями, в частности представленных сильнотрещиноватыми и слабоустойчивыми рудами [1], проявляются специфические горнотехнические особенности. С одной стороны, такие горно-геологические условия позволяют применять низкзатратную систему разработки с самообрушением руды [2], с другой – требуют усиленного крепления при поддержании горных выработок [3, 4]. Характерным примером горнотехнической системы, функционирующей в таких условиях, является шахта «ДНК», входящая в состав Донского ГОКа и отрабатывающая Кемпирсайское месторождение хромитовых руд.

На шахте применяется система разработки этажного самообрушения со скреперным способом выпуска и доставки руды [5]. Известные недостатки применения скреперов при очистной выемке – низкая производительность, высокая трудоемкость и большой удельный объем подготовительно-нарезных работ. Последнее особенно влияет на эффективность и безопасность подземной геотехнологии из-за малой устойчивости проходимых в рудном теле близкорасположенных скреперных выработок, необходимости их постоянного перекрепления и частого выхода из строя в процессе выпуска руды [6].

Таким образом, при добыче сильнотрещиноватых и слабоустойчивых руд с целью повышения безопасности и эффективности очистной выемки актуальной является задача технологического развития горнотехнической системы за счет совершенствования конструкции днища блока и интенсификации процесса выпуска руды путем увеличения расстояний между выпускными выработками и применения более производительного оборудования [7 – 9].

### Анализ способов интенсификации выпуска руды

Из опыта подземной разработки рудных месторождений [10 – 15] известно, что альтернативой скреперного выпуска и доставки является выпуск руды вибропитателями или самоходными погрузочно-доставочными машинами. Принимая во внимание сложные горно-геологические условия (высокая средняя плотность руды месторождения –  $3,9 \text{ т/м}^3$  и неблагоприятная геомеханическая обстановка), горнотехнические усло-

вия (сечения горно-капитальных выработок и применяемое транспортное оборудование), переход на самоходное оборудование потребовал бы существенной реконструкции транспортных выработок и значительных затрат на его приобретение. С учетом проектной производственной мощности шахты 6 млн т в год переход на самоходную технику [16 – 18] является перспективным при освоении запасов следующего этажа с проведением горно-капитальных выработок с соответствующими сечениями.

Анализ опыта [19 – 29] применения виброустановок на выпуске и доставке руды на различных месторождениях постсоветского пространства показал, что переход со скреперного на вибрационный выпуск во всех случаях обеспечил значительное повышение эффективности и безопасности добычных работ. Установлено, что таким образом возможно достичь повышения производительности труда в 1,2 – 3 раза [19 – 22]; снижения себестоимости очистных работ на 10 – 40 % [23 – 27]; уменьшения удельного количества завесаний руды в выпускных выработках до 3 и более раз [28, 29]. Таким образом, сделан вывод о том, что повысить интенсивность отработки запасов во вскрытом и эксплуатируемом этаже рационально за счет перехода на вибрационный выпуск руды и подготовки днищ блоков под размещение виброустановок для отработки оставшейся части запасов этажа.

Наибольшее распространение на подземных рудниках, применявших вибрационный выпуск руды, получили виброустановки типа ВДПУ-4ТМ и ВВДР-5, разработанные ИГД СО АН СССР (ныне – ИГД СО РАН) и НИИКМА, соответственно. При этом доля объемов добычи, приходящаяся на виброустановку ВДПУ-4ТМ, в несколько раз превосходила все остальные виброустановки вместе взятые, в основном находившие только локальное применение и не производимые серийно. В настоящее время вибрационный выпуск руды в значительном масштабе применяется на ограниченном числе предприятий – на железорудных шахтах Горной Шории (виброустановка ВДПУ-4ТМ) и шахте им. Губкина КМА (виброустановка ВВДР-5). Этому способствуют горнотехнические условия разработки, при которых обеспечиваются значительные запасы выпускаемой руды на одну виброустановку, большой опыт эксплуатации виброустановок и соответствие сопутствующих технологических процессов добычи руды требованиям вибровыпуска. Также установками ВДПУ-4ТМ оборудуются рудоспуски на рудниках по добыче апатит-нефелиновых руд (Кольский полуостров) и ряде других предприятий [30]. При этом выпуск руды из блоков производится погрузочно-доставочными машинами или скреперными лебедками. В частности, шахта «ДНК» имеет положительный опыт применения виброустановок ВДПУ-4ТМ при погрузке руды из рудоспусков.

Виброустановка типа ВВДР-5, разработанная для условий месторождений железистых кварцитов, предназначена для выпуска достаточно легких и средней тяжести руд ( $2,5 - 3,0 \text{ т/м}^3$ ). Таким образом, условиям Донского ГОКа со средней плотностью руды  $3,9 \text{ т/м}^3$  данная установка не соответствует.

Наиболее дешевой и простой конструктивно является установка ВДПУ-4ТМ, не имеющая подвижных частей, что позволяет изготавливать их на ремонтно-механических базах горных предприятий, применять для выпуска и погрузки руды практически любой крепости и гранулометрического состава.

Учитывая неблагоприятные геомеханические условия, сложность и трудоемкость процессов проведения, крепления и продолжительного поддержания выработок, следует учитывать объем ниши, необходимой для монтажа и функционирования виброустановки. Наименьший необходимый объем ниши у ВДПУ-4ТМ –  $23 \text{ м}^3$ , что меньше, чем у прочих установок, в 2 раза и более.

Прогнозная оценка объема запасов рассматриваемого блока, приходящихся на одну виброустановку, – 30 – 40 тыс. т. Учитывая разовое использование виброустановки или трудоемкие мероприятия по ее перестановке, не целесообразно применение виброустановок с ресурсом 100 – 150 тыс. т.

Принимая во внимание все вышесказанное, для конструирования днища блока рекомендуется виброустановка ВДПУ-4ТМ с боковым и торцовым расположением выпускных выработок.

### *Результаты исследований и их обсуждение*

С целью опытно-промышленного испытания технологии с вибрационным выпуском руды для проектирования был выделен опытный блок, представляющий собой разделительный целик между двумя ранее отработанными участками. По простиранию опытный блок с обеих сторон граничит с очистным пространством, заполненным обрушенными налегающими породами. Одной из приоритетных задач в рассматриваемых условиях являлось обоснование устойчивых параметров расположения выпускных выработок в днище опытного блока. Соответствующие исследования были выполнены сотрудниками отдела геомеханики ИГД УрО РАН, в результате чего рекомендованы устойчивые параметры расположения выработок выпуска и доставки руды в днище блоков [31, 32].

С учетом данных результатов разработаны конструкции системы этажного самообрушения, представленные на рис. 1 и 2.

Блок разделяется на 3 (вариант 1) или 4 (вариант 2) панели, располагаемые длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Каждая панель делится на секции, включающие от 1 до 4 точек выпуска.

Параметры панелей: длина – от 112 до 144 м; ширина – от 26 до 28 м (вариант 1) и 20 м (вариант 2); высота – равна вертикальной мощности рудного тела. Параметры секций: длина – от 16 до 32 м; ширина – от 26 до 28 м (вариант 1) и 20 м (вариант 2); высота – равна вертикальной мощности рудного тела.

Расстояние между выпускными отверстиями в ряду – 16 м, расстояние между рядами в пределах секции – 12 м (вариант 1) и 13 м (вариант 2). Ширина и высота выпускного отверстия – 1,8×1,8 м (вариант 1) и 1,3×1,8 м (вариант 2).

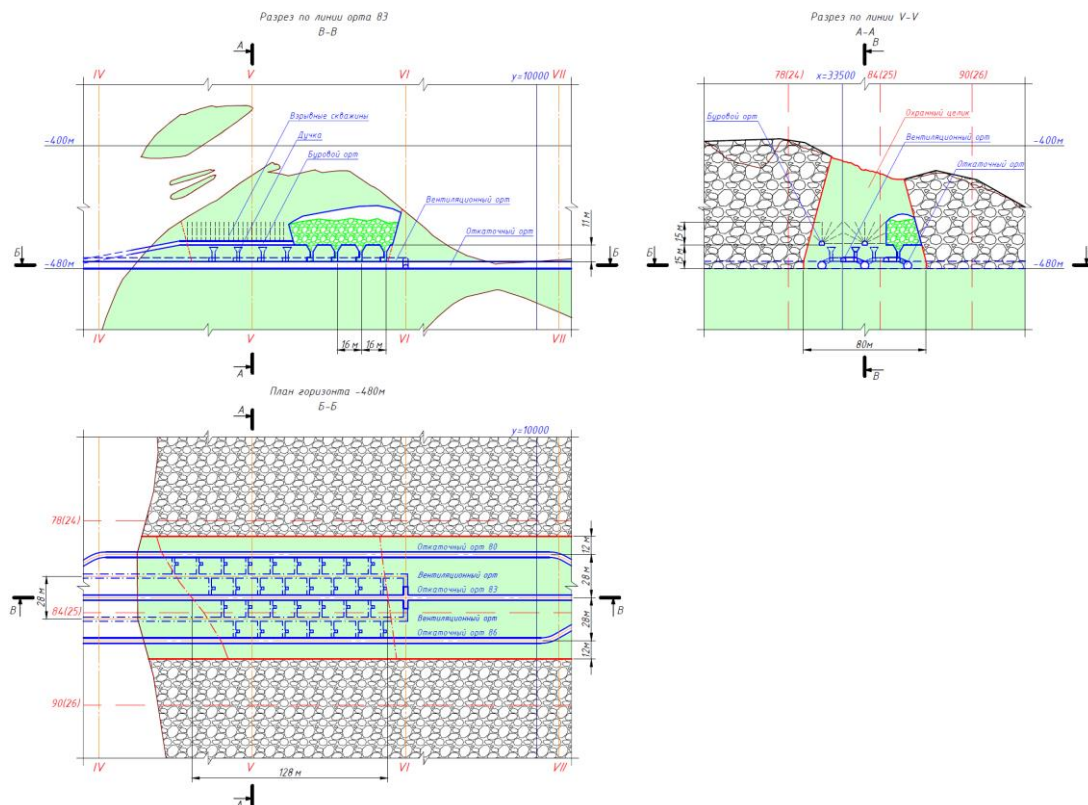


Рис. 1. Система разработки этажного самообрушения с вибровыпуском руды из боковых дучек (вариант 1)



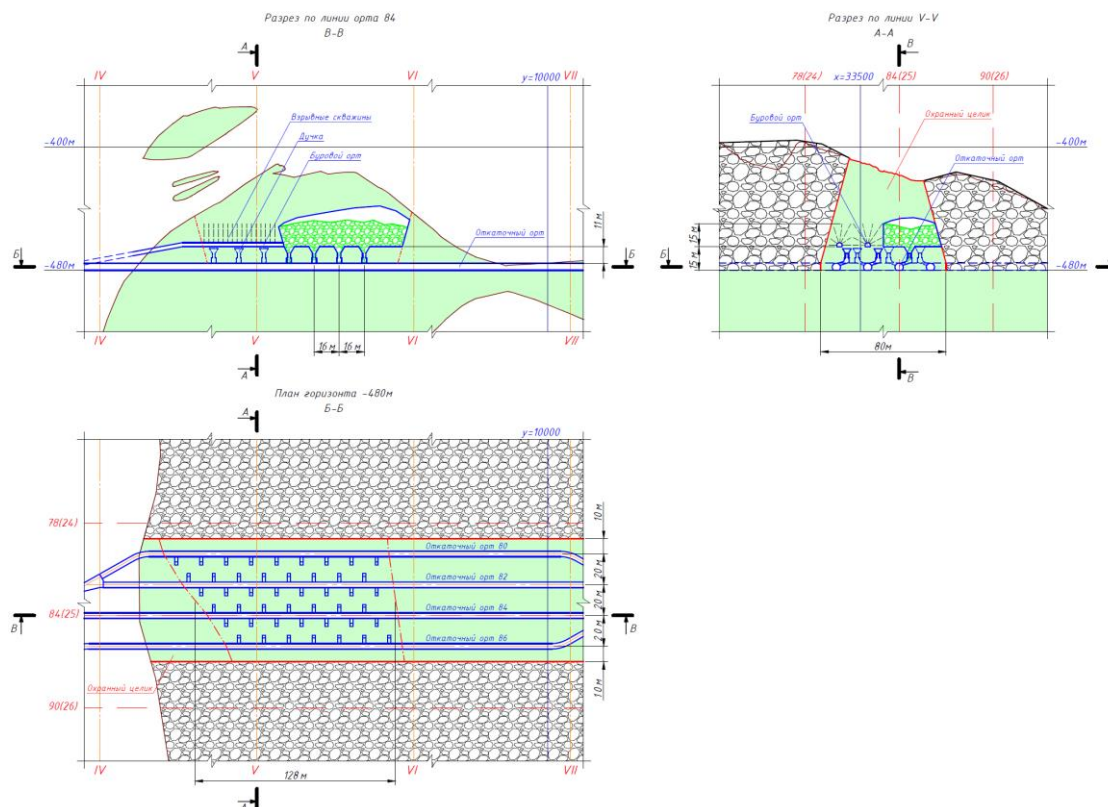


Рис. 2. Система разработки этажного самообрушения с вибровыпуском руды из торцевых дучек (вариант 2)

По нижнему горизонту панелей проходятся откаточные орты, из которых в шахматном порядке оформляются камеры вибропитателей типа ВДПУ-4ТМ. По верхней границе днища проходят подсечные орты с целью создания достаточной площади горизонтального обнажения рудного массива для инициирования и развития процесса его самообрушения [33 – 37].

Подсечка осуществляется посекционно, взрыванием вееров восходящих скважин длиной 10 – 15 м и планомерным выпуском отбитой руды. Выпуск руды виброустановками осуществляется непосредственно на откаточную выработку с прямой загрузкой электровозных составов и их последующей откаткой к скиповому стволу для выдачи рудной массы на поверхность.

Массив хромитовых руд характеризуется сильной трещиноватостью, а трещины заполнены серпентинитом, тальком и другими минералами. Сцепление по трещинам слабое, прочность заполнителя низкая. При разрушении массива он переизмельчается, что способствует подвижности рудной массы [38 – 41]. Рудный массив вблизи выработанного пространства существенно нарушен и представляет практически сыпучую среду. При этом даже в зажатой среде происходит сползание рудного массива в зону выпуска. Характерный показатель этого явления – опыт отработки разрезных панелей шахты «Молодежная» Донского ГОКа в конце 80 – 90-е г. прошлого века [42], в результате чего было установлено следующее:

- фактический объем добытой руды превышал проектные запасы выемочных единиц в 1,34 – 2,02 раза;
- фактическое содержание  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в добытой руде колебалось относительно проектного в интервале 0,81–1,04;
- фактическое извлечение  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  превысило проектные значения в 1,4 – 2,0 раза.

Такие результаты объясняются вовлечением в добычу неотбитых запасов смежных панелей, сползающих в зону выпуска под углом 60 – 65°. Над выпускным отвер-

ствием истечение руды происходит в форме воронки (конуса) с углом наклона образующих  $60 - 70^\circ$ . Подобный характер истечения отбитой руды при выпуске также установлен и детально исследован проф. Н.Г. Дубыниным.

Для определения размеров зоны истечения из выпускного отверстия нами использованы теоретические положения [43 – 45], учитывающие дилатансионные свойства материала. Сыпучие свойства материала и его поведение при выпуске определяется суммой углов внутреннего трения недилатансирующего материала ( $\varphi'$ ) и дилатансии ( $\nu$ ). В зависимости от степени разрыхления и кусковатости материала угол дилатансии изменяется в диапазоне  $0 - 8^\circ$ . При выпуске руды из обособленного отверстия образуется зона потока в виде конуса, угол наклона образующей которого ( $\beta$ ) равен

$$\beta = 45 + \frac{1}{2} \arcsin \cdot \operatorname{tg}(\varphi' + \nu), \text{ град.} \quad (1)$$

Таким образом, в дальнейших расчетах для хромитовых руд шахты «ДНК» принимается  $\beta = 65^\circ$ , что соответствует опытным данным.

При совместном выпуске руды из выпускных отверстий зоны их влияния на уровне подсечки пересекаются, образуется общая площадь обнажения и происходит постепенное обрушение рудного массива. После самообрушения всего рудного массива происходит обрушение налегающей породы. Равномерный выпуск руды из выпускных отверстий приводит к тому, что вся масса обрушенной руды и породы в секции опускается с одной скоростью до определенной критической высоты. В пределах потока руды над выпускным отверстием горизонтальный контакт между слоями также сохраняется выше критической высоты и начинает прогибаться при его подходе к конической части потока. Высота определяется расстоянием между смежными выпускными отверстиями. Тогда критическая высота ( $h_{кр}$ ) равна

$$h_{кр} = 2 \left( R - \frac{1}{2} d_o \right) \operatorname{tg} \beta, \text{ м,} \quad (2)$$

где  $R$  – половина наибольшего расстояния между смежными выпускными отверстиями в секции, м;  $d_o$  – ширина потока на уровне выхода на виброплощадку,  $d_o = 1,2$  м;  $\beta$  – угол истечения руды, град,  $\beta = 65^\circ$ .

При  $R = 8$  м критическая высота  $h_{кр} = 32$  м.

Критическая высота отсчитывается от уровня подошвы выпускной выработки, расположенной на 4 м выше почвы откаточной выработки. Ниже критической высоты истечение руды происходит из каждого выпускного отверстия независимо друг от друга, а фигура потока имеет форму конуса высотой  $h_{кр}$ .

После опускания контакта «руда – порода» до критической высоты начинает образовываться воронка внедрения пустых пород. Для дальнейшего расчета показателей извлечения руды использовались методы общепринятой теории выпуска руды под обрушенными породами [46, 47].

При выпуске рудной массы ниже критической высоты объем чистой руды будет равен объему эллипсоида выпуска высотой, равной критической. После этого будет осуществляться выпуск засоренной руды. По стандарту шахты «ДНК» выпуск разубоженной руды прекращается при весовом разубоживании  $R_b = 40,1$  %. При плотности руды  $3,9$  т/м<sup>3</sup> и породы  $2,7$  т/м<sup>3</sup> объемное разубоживание составит  $R_{об} = 49,3$  %.

По методике проф. Г.М. Малахова высота эллипсоида выпуска ( $H$ ), отвечающая такому разубоживанию, определяется из формулы

$$R_{об} = 1 + \frac{2h_{кр}^2}{H^3} - \frac{3h_{кр}^3}{H^2}, \text{ \%}. \quad (3)$$

Объем ( $Q_{кр}$ ) выпуска рудной массы из одного выпускного отверстия на этом этапе равен

$$Q_{кр} = \frac{\pi p H^2}{3 K_p}, \text{ м}^3, \quad (4)$$

где  $p$  – показатель сыпучести, доли ед.;  $K_p$  – коэффициент разрыхления.

Расчетные показатели могут быть достигнуты только при обеспечении равномерности выпуска руды не только по площади секции, но и по всей эксплуатационной площади блока. Принятая на шахте «ДНК» сменная доза выпуска из одного выпускного отверстия в объеме 144 т обеспечивает получение прогнозных результатов. Погрузка руды вибропитателями позволяет достаточно строго выдерживать режим выпуска руды из секции и в целом из блока.

Таблица 1

**Технико-экономические показатели вариантов отработки опытного блока  
системой этажного самообрушения**

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Система этажного самообрушения		
			со скреперным выпуском руды	с вибровыпуском руды	
				вариант 1	вариант 2
1	Промышленные запасы	тыс. т	1645	1434	1437
2	Потери	%	16,0	25,7	14,9
3	Разубоживание	%	19,0	16,9	19,9
4	Эксплуатационные запасы	тыс. т	1702	1283	1525
5	Удельный объем ПНР	м <sup>3</sup> /1000т	15,9	12,9	11,8
6	Производительность труда на ПНР	м <sup>3</sup> /чел.- см.	2,1	4,7	5,0
7	Производительность труда на выпуске и доставке руды	т/чел.- смену	224	288	288
8	Производительность труда на очистной выемке	т/чел.- смену	68,3	125,6	127,1
9	Производительность труда по системе разработки	т/чел.- смену	44,5	72,7	75,4
10	Сменная эксплуатационная производительность блока на выпуске и доставке руды	т/смену	448	864	864
11	Годовой объем добычи руды из блока	тыс. т	471,6	833,9	833,9
12	Продолжительность отработки блока	мес.	52	25	25

Сравнение технико-экономических показателей отработки опытного блока системой этажного самообрушения с различной конструкцией днища и применяемым на выпуске руды оборудованием представлено в табл. 1.

*Заключение*

В результате проведенных исследований для сложных горно-геологических условий подземной добычи сильнотрещиноватых и слабоустойчивых руд установлено, что разработанные варианты системы этажного самообрушения с модернизированной конструкцией днищ блоков под размещение виброустановок и электровозную откатку руды позволяют значительно увеличить интенсивность отработки запасов месторождения за счет снижения объемов подготовительно-нарезных работ, повышения устойчивости выработок выпуска и производительности труда на очистной выемке.

Сравнительный анализ основных показателей позволил установить, что в сравнении с традиционной технологией на основе скреперного выпуска и доставки рудной массы разработанные варианты системы этажного самообрушения позволяют умень-

шить объем подготовительно-нарезных выработок по блоку на 20 – 25 %; повысить сменную производительность на выпуске и доставке руды в 1,9 раза и производительность труда по системе разработки в 1,6 – 1,7 раза. Вместе с тем, по сравнению с конструкцией традиционной технологии, вариант 1 хуже по показателю потерь, тогда как вариант 2 сопоставим. Показатели разубоживания во всех вариантах сопоставимы. Таким образом, с учетом показателей производительности наиболее эффективным из рассмотренных является вариант 2.

При этом, учитывая значительное повышение надежности и устойчивости конструкции днищ при вариантах системы разработки с вибровыпуском руды, их оба можно рекомендовать к практическому использованию, поскольку показатели извлечения при традиционном варианте могут значительно ухудшаться вследствие преждевременного разрушения выработок выпуска. С учетом большой сложности и ресурсоемкости поддержания выработок большого сечения в рассматриваемых условиях переход на вибровыпуск руды в условиях мощных залежей сильнотрещиноватых и слабоустойчивых руд с мелкофракционным гранулометрическим составом является конкурентоспособной и низкочувствительной альтернативой самоходному оборудованию.

### Список литературы

1. Балек А.Е., Харисов Т.Ф., 2021. Выявление геодинамически активных блоковых структур в массивах горных пород. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5-2, С. 30-41. DOI 10.25018/0236\_1493\_2021\_52\_0\_30.
2. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Кульминский А.С., 2011. Отработка подкарьерных запасов трубки «Удачная» в сложных климатических, горно- и гидрогеологических условиях. *Горный журнал*, № 1, С. 63-66.
3. Насыров Р.Ш., Третьяк А.В., Неугомонов С.С., Мажитов А.М., 2024. Разработка технологии проведения и крепления горной выработки в зоне тектонически-ослабленных пород. *Горная промышленность*, № 3, С. 126-130. DOI 10.30686/1609-9192-2024-3-126-130
4. Харисов Т.Ф., Сосновская Е.Л., Авдеев А.Н., Харисова О.Д., 2024. Комплексная методика выбора параметров крепления подготовительно-нарезных выработок. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 1, С. 376-387.
5. Kaplunov D., Bekbergenov D., Djangulova G., 2018. Particularities of solving the problem of sustainable development of chromite underground mining at deep horizons by means of combined geotechnology. *E3S Web of Conference*, Vol. 56, 01015. DOI:10.1051/E3SCONF/20185601015
6. Бекбергенев Д., Джангулова Г., Абаканов А., Сейдахметова Ж., 2019. Оценка геотехнической ситуации в зоне выпускных выработок при системе самообрушения руды для безопасного и устойчивого развития добычи хромитов на глубоких горизонтах шахт ДонГОКа. *Промышленность Казахстана*, № 1, С. 57-59.
7. Яковлев В.Л., 2022. Основные этапы и результаты исследований по разработке методологических основ стратегии развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых. *Горная промышленность*, № S1, С. 34-45. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45.
8. Яковлев В.Л., 2023. Обсуждение назревшей проблемы особенности современного периода исследований по проблемам комплексного освоения недр и развития минерально-сырьевой базы России. *Проблемы недропользования*, №3(38), С. 21-34. DOI 10.25635/2313-1586.2023.03.021.
9. Смирнов А.А., Барановский К.В., Рожков А.А., 2025. Уточнение методики расчета показателей извлечения с учетом увеличенного расстояния между выработками выпуска руды. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, №1, С. 611-625. EDN ETRQGO.

10. Еременко А.А., Еременко В.А., Гайдин А.П., 2008. *Совершенствование геотехнологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов*. Новосибирск: Наука, 312 с.
11. Славиковский О.В., 2015. Импортотамещающая техника и технология для рудных шахт. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*, № 7, С. 24-27.
12. Власов В.Н., Клишин В.И., 2004. Способы разработки месторождений с обрушением и одновременным дозированным вибровыпуском руды под покрывающими породами. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 7, С. 248-254.
13. Савич И.Н., Мустафин В.И., Савич А.О., 2024. Этажное обрушение с гравитационным перемещением рудной массы при вибрационном выпуске из приемных воронок днища блока. *Горный журнал*, № 10, С. 68-71. DOI 10.17580/gzh.2024.10.09.
14. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., 2013. Радиональная конструкция траншейного днища для выпуска руды при отработке переходной зоны подземного рудника «Удачный». *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 1, С. 106-117.
15. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Ключев М.В., 2020. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений. *Проблемы недропользования*, № 3(26), С. 5-22. DOI 10.25635/2313-1586.2020.03.005. EDN NADOCR.
16. Савич И.Н., Бекбергенов Д.К., Насыров Р.Ш., Джангулова Г.К., 2022. Перспективы применения систем с самообрушением руды при искусственном днище блоков на глубоких горизонтах Донского хромитового рудника. *Горный журнал*, № 2, С. 35-40. DOI 10.17580/gzh.2022.02.06.
17. Насыров Р.Ш., Третьяк А.В., Неугомонов С.С., Мажитов А.М., 2024. Технологические решения адаптации системы разработки с блочным самообрушением для условий рудных тел Донского ГОКа. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*, № 4, С. 60-68. DOI 10.21440/0536-1028-2024-4-60-68.
18. Zhang Z.X., 2023. Lost-ore mining—A supplementary mining method to sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 168, P. 105420. DOI 10.1016/j.ijrmms.2023.105420.
19. Солодянкин С.С., Бугаец П.В., Кубликов С.Н., 2017. Особенности скважинной отбойки и направления развития буровзрывных работ на шахте им. Губкина. *Горная промышленность*, № 5(135), С. 74-76.
20. Учитель А.Д., Гущин В.В., 1981. *Вибрационный выпуск горной массы*. Москва: Недра, 232 с.
21. Вакулов Ю.В., 1999. Применение вибровыпуска руды в отечественной горнорудной практике. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 7, С. 109-110.
22. Хартович Ю.И., Исаков В.А., 1974. *Вибрационный выпуск руды*. Алма-Ата: Наука, 126 с.
23. Бабаянц Г.М., Вертлейб Л.К., Журин Н.Я., 1988. *Подземная разработка железистых кварцитов*. Москва: Недра, 168 с.
24. Копытов А.И., Масаев Ю.А., 2016. Методические основы для выбора эффективной геотехнологии разработки опасных по горным ударам железорудных месторождений Кузбасса. *Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности*, № 3, С. 28-36.
25. Каварма И.И., 1984. *Научно-технические основы процессов и создание комплексов вибровыпуска – конвейерной доставки руды*: дис. ... д-ра техн. наук: 05.05.06. Кривой Рог, 343 с.
26. Филиппов П.А., 2012. *Разработка и научное обоснование геотехнологий добычи железных руд при освоении природных и техногенных месторождений Западной Сибири*: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22. Новосибирск, 256 с.



27. Сапрыкин А.Н., Томаев В.К., 2005. Комбинат «КМАруда» в новом тысячелетии. *Горная промышленность*, № 2(60), С. 4-8.
28. Иофин С.Л., Шкарпетин В.В., Сергеев В.Е., 1979. *Поточная технология подземной добычи крепких руд*. Москва: Недра, 278 с.
29. Именитов В.Р., Абрамов В.Ф., Хуцишвили В.Г., Блаев Б.Х., Пустовалов А.И., 1981. Применение вибровыпуска на руднике «Молибден». *Горный журнал*, № 2, С. 29-31.
30. Белоусов В.В., Абрашитов А.Ю., Сахаров А.Н., 2014. Состояние и перспективы развития подземной разработки глубокозалегающих месторождений апатит-нефелиновых руд Хибинского массива. *Горный журнал*, № 10. С. 28-33.
31. Балек А.Е., Харисов Т.Ф., Сосновская Е.Л., Харисова О.Д., 2022. Влияние последовательности выемки обособленного рудного блока на устойчивость подготовительно-нарезных выработок. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 4, С. 320-334.
32. Балек А.Е., Харисов Т.Ф., Авдеев А.Н., Харисова О.Д., 2023. Обоснование оптимального порядка отработки рудной залежи в условиях высоких напряжений и низкой прочности массива. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*, № 3, С. 55-65. DOI 10.21440/0536-1028-2023-3-55-65.
33. Laubscher D.H., 1990. A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock mass in Mine Design. *Journal of South Africa Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 90, No. 10, P. 257-273.
34. Morales D., Castro R., Gomez R., 2024. A Methodology to Determine Undercutting Height in Block/Panel Caving. *Mining*, Vol. 4(2), P. 417-428. DOI 10.3390/mining4020024
35. Vasquez P., Díaz-Salas J., Barindelli G., 2023. Lecciones aprendidas, colapsos MB N01S02, Chuquicamata Subterránea. In *1o Congreso Chileno Mecánica de Rocas. Universidad de Santiago de Chile: Santiago, Chile*, pp. 940-947.
36. Tishkov M., 2018. Evaluation of caving as mining method for the Udachnaya underground diamond mine project. *Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics*, pp. 835-846. DOI 10.36487/ACG\_rep/1815\_66\_Tishkov
37. Zhang Ju., Zhou Z., Zhang Ji., Liu Yi., Liu Ya., 2023. Two-Stage Caving Characteristics of Complex Irregular Goaf: A Case Study in China. *Advances in Civil Engineering*, Vol. 4, P. 1-16. DOI 10.1155/2023/7471721
38. Соколов И.В., Рожков А.А., Барановский К.В., 2023. Параметризация технологии снижения ущерба от переизмельчения руды при подземной разработке месторождений. *Горная промышленность*, № 5, С. 78-82. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-78-82. EDN UYCLRI.
39. Соколов И.В., Рожков А.А., Барановский К.В., Соломеин Ю.М., 2025. Изыскание направлений снижения ущерба от переизмельчения металлических руд при системах разработки с обрушением. *Взрывное дело*, № 146-103, С. 70-88. EDN AOXPYQ.
40. Соколов И.В., Рожков А.А., Антипин Ю.Г., 2023. Методический подход к обоснованию технологий снижения ущерба от переизмельчения руды при подземной разработке. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 3, С. 352-367. EDN NFGXWZ.
41. Рожков А.А., 2021. Систематизация способов снижения потерь рудной мелочи при подземной разработке месторождений. *Проблемы недропользования*, № 3(30), С. 16-28. DOI 10.25635/2313-1586.2021.03.016. EDN LPADUR.
42. *Исследование и внедрение высокоэффективной технологии подземной разработки Донских хромитовых месторождений (шахта Молодежная)*. 1987. ИГД МЧМ СССР, Свердловск, Отчет о НИР: Рук. Болкисев В.С., 50 с.

43. Дубынин Н.Г., Храмцов В.Ф., 1970. *Управление выпуском руды при подземной разработке*. Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 119 с.
44. Стажевский С.Б., 1986. Об особенностях напряженно-деформированного состояния сыпучих материалов в сходящихся каналах и бункерах. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 3, С. 15-24.
45. Мирный А.Ю., 2019. Исследования дилатансии в дисперсных грунтах и методы ее количественной оценки. *Инженерная геология*, Т. 14, № 2, С. 34-43. DOI 10.25296/1993-5056-2019-14-2-34-43.
46. Малахов Г.М., Безух Р.В., Петренко П.Д., 1968. *Теория и практика выпуска руды*. Москва: Недра, 311 с.
47. Куликов В.В., 1980. *Выпуск руды*. Москва: Недра, 303 с.

### References

1. Balek A.E., Kharisov T.F., 2021. Vyyavlenie geodinamicheskii aktivnykh blokovykh struktur v massivakh gornykh porod [Identification of geodynamically active block structures in rock massifs]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5-2, P. 30-41. DOI 10.25018/0236\_1493\_2021\_52\_0\_30.
2. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Kul'minskii A.S., 2011. Otrabotka podkar'ernykh zapasov trubki "Udachnaya" v slozhnykh klimaticheskikh, gorno- i gidrogeologicheskikh usloviyakh [Mining of the Udachnaya underground pipe reserves in difficult climatic, mining and hydrogeological conditions]. *Gornyi zhurnal*, № 1, P. 63-66.
3. Nasyrov R.Sh., Tret'yak A.V., Neugomonov S.S., Mazhitov A.M., 2024. Razrabotka tekhnologii provedeniya i krepleniya gornoj vyrabotki v zone tektonicheskioslablennykh porod [Development of technology for conducting and securing mining in a zone of tectonically weakened rocks]. *Gornaya promyshlennost'*, № 3, P. 126-130. DOI 10.30686/1609-9192-2024-3-126-130
4. Kharisov T.F., Sosnovskaya E.L., Avdeev A.N., Kharisova O.D., 2024. Kompleksnaya metodika vybora parametrov krepleniya podgotovitel'no-nareznykh vyrabotok [A comprehensive methodology for selecting the mounting parameters of preparatory rifling workings]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 1, P. 376-387.
5. Kaplunov D., Bekbergenov D., Djangulova G., 2018. Particularities of solving the problem of sustainable development of chromite underground mining at deep horizons by means of combined geotechnology. *E3S Web of Conference*, Vol. 56, 01015. DOI:10.1051/E3SCONF/20185601015
6. Bekbergenov D., Dzhangulova G., Abakanov A., Seidakhmetova Zh., 2019. Otsenka geotekhnicheskoi situatsii v zone vypusknnykh vyrabotok pri sisteme samoobrusheniya rudy dlya bezopasnogo i ustoichivogo razvitiya dobychi khromitov na glubokikh gorizontakh shakht DonGOKa [Assessment of the geotechnical situation in the area of the final workings by the ore self-caving system for the safe and sustainable development of chromite mining in the deep horizons of the DonGOK mines]. *Promyshlennost' Kazakhstana*, № 1, P. 57-59.
7. Yakovlev V.L., 2022. Osnovnye etapy i rezul'taty issledovaniy po razrabotke metodologicheskikh osnov strategii razvitiya gornotekhnicheskikh sistem pri osvoenii glubokozalegayushchikh mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh [The main stages and results of research on the development of the methodological foundations of the strategy for the development of mining engineering systems in the exploitation of deep-lying deposits of solid minerals]. *Gornaya promyshlennost'*, № S1, P. 34-45. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45.
8. Yakovlev V.L., 2023. Obsuzhdenie nazrevshei problemy osobennosti sovremennogo perioda issledovaniy po problemam kompleksnogo osvoeniya neдр i razvitiya mineral'no-syr'evoi bazy Rossii [Discussion of the urgent problem at the modern period of research on the problems of integrated development of mineral resources and the development

of the mineral resource base of Russia]. Problemy nedropol'zovaniya, №3(38), P. 21-34. DOI 10.25635/2313-1586.2023.03.021.

9. Smirnov A.A., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., 2025. Utochnenie metodiki rascheta pokazatelei izvlecheniya s uchetom uvelichennogo rasstoyaniya mezhdu vyrabotkami vypuska rudy [Refinement of the methodology for calculating extraction rates, taking into account the increased gap between ore output levels]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, №1, P. 611-625. EDN ETRQGO.

10. Eremenko A.A., Eremenko V.A., Gaidin A.P., 2008. Sovershenstvovanie geotekhnologii osvoeniya zhelezorudnykh udaropasnykh mestorozhdenii v usloviyakh deistviya prirodnnykh i tekhnogennykh faktorov [The improvement of geotechnology for the development of iron ore high-impact deposits under the influence of natural and man-made factors]. Novosibirsk: Nauka, 312 p.

11. Slavikovskii O.V., 2015. Importozameshchayushchaya tekhnika i tekhnologiya dlya rudnykh shakht. [Import-substituting machinery and technology for ore mine]. Izvestiya vysshih uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal, № 7, P. 24-27.

12. Vlasov V.N., Klishin V.I., 2004. Sposoby razrabotki mestorozhdenii s obrusheniem i odnovremennym dozirovannym vibrovypuskom rudy pod pokryvayushchimi porodami [Methods of mining deposits with collapse and simultaneous metered vibratory discharge of ore under the covering rocks]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 7, P. 248-254.

13. Savich I.N., Mustafin V.I., Savich A.O., 2024. Etazhnoe obrushenie s gravitatsionnym peremeshcheniem rudnoi massy pri vibratsionnom vypuske iz priemnykh voronok dnishcha bloka [Floor collapse with gravitational displacement of the ore mass during vibrational release from the receiving funnels of the block bottom]. Gornyi zhurnal, № 10, P. 68-71. DOI 10.17580/gzh.2024.10.09.

14. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., 2013. Ratsional'naya konstruktsiya transheinogo dnishcha dlya vypuska rudy pri otrabotke perekhodnoi zony podzemnogo rudnika "Udachnyi" [Rational design of the trench bottom for ore release during the development of the transition zone of the Udachny underground mine]. Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh, № 1, P. 106-117.

15. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Klyuev M.V., 2020. Obzor kombinirovannykh sistem podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii [Overview of combined underground mining systems of ore deposits]. Problemy nedropol'zovaniya, № 3(26), P. 5-22. DOI 10.25635/2313-1586.2020.03.005. EDN NADOCF.

16. Savich I.N., Bekbergenov D.K., Nasyrov R.Sh., Dzhangulova G.K., 2022. Perspektivy primeneniya sistem s samoobrusheniem rudy pri iskusstvennom dnishche blokov na glubokikh gorizontakh Donskogo khromitovogo rudnika [Prospects for the application of systems with self-caving of ore in artificial block bottoms in the deep horizons of the Don chromite mine]. Gornyi zhurnal, № 2, P. 35-40. DOI 10.17580/gzh.2022.02.06.

17. Nasyrov R.Sh., Tret'yak A.V., Neugomonov S.S., Mazhitov A.M., 2024. Tekhnologicheskie resheniya adaptatsii sistemy razrabotki s blochnym samoobrusheniem dlya uslovii rudnykh tel Donskogo GOKa. [Technological solutions for adapting the block self-caving mining system to the conditions of the ore bodies of the Donskoy GOK]. Izvestiya vysshih uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal, № 4, P. 60-68. DOI 10.21440/0536-1028-2024-4-60-68.

18. Zhang Z.X., 2023. Lost-ore mining—A supplementary mining method to sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 168, P. 105420. DOI 10.1016/j.ijrmms.2023.105420.

19. Solodyankin S.S., Bugaets P.V., Kublikov S.N., 2017. Osobennosti skvazhinnoi otboiki i napravleniya razvitiya burovzryvnykh rabot na shakhte im. Gubkina [The specifics of downhole drilling and the directions of development of drilling and blasting operations at the Gubkin mine]. Gornaya promyshlennost', № 5(135), P. 74-76.

20. Uchitel' A.D., Gushchin V.V., 1981. Vibratsionnyi vypusk gornoj massy [Vibrational release of rock mass]. Moscow: Nedra, 232 s.
21. Vakulov Yu.V., 1999. Primenenie vibrovypuska rudy v otechestvennoi gornorudnoi praktike [Use of vibratory ore release in domestic mining practice]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 7, P. 109-110.
22. Khartovich Yu.I., Isakov V.A., 1974. Vibratsionnyi vypusk rudy [Vibrating ore release]. Alma-Ata: Nauka, 126 p.
23. Babayants G.M., Vertleib L.K., Zhurin N.Ya., 1988. Podzemnaya razrabotka zhelezistyykh kvartsitov [Underground mining of ferruginous quartzites]. Moscow: Nedra, 168 p.
24. Kopytov A.I., Masaev Yu.A., 2016. Metodicheskie osnovy dlya vybora effektivnoi geotekhnologii razrabotki opasnykh po gornym udaram zhelezorudnykh mestorozhdenii Kuzbassa [Methodological foundations for the selection of effective geotechnology for the development of mining-hazardous iron ore deposits in Kuzbass]. Vestnik nauchnogo tsentra po bezopasnosti rabot v ugol'noi promyshlennosti, № 3, P. 28-36.
25. Kavarma I.I., 1984. Nauchno-tekhnicheskie osnovy protsessov i sozdanie kompleksov vibrovypuska – konveiernoi dostavki rudy [Scientific and technical foundations of processes and the construction of complexes for vibratory discharge and conveyor delivery of ore]: dis. ... d-ra tekhn. nauk: 05.05.06 . Krivoi Rog, 343 s.
26. Filippov P.A., 2012. Razrabotka i nauchnoe obosnovanie geotekhnologii dobychi zheleznykh rud pri osvoenii prirodnykh i tekhnogennykh mestorozhdenii Zapadnoi Sibiri [Development and scientific substantiation of geo-technologies for iron ore mining in the development of natural and man-made deposits in Western Siberia]: dis. ... d-ra tekhn. nauk: 25.00.22. Novosibirsk, 256 p.
27. Saprykin A.N., Tomaev V.K., 2005. Kombinat "KMAruda" v novom tysyacheletii [The KMAruda plant in the new millennium]. Gornaya promyshlennost', № 2(60), P. 4-8.
28. Iofin S.L., Shkarpetin V.V., Sergeev V.E., 1979. Potochnaya tekhnologiya podzemnoi dobychi krepkikh rud [On-line technology of underground mining of hard ores]. Moscow: Nedra, 278 p.
29. Imenitov V.R., Abramov V.F., Khutsishvili V.G., Blaeв B.Kh., Pustovalov A.I., 1981. Primenenie vibrovypuska na rudnike "Molibden" [Use of vibration release at the Molybdenum mine]. Gornyi zhurnal, № 2, P. 29-31.
30. Belousov V.V., Abrashitov A.Yu., Sakharov A.N., 2014. Sostoyanie i perspektivy razvitiya podzemnoi razrabotki glubokozalegayushchikh mestorozhdenii apatit-nefelinovykh rud Khibinskogo massiva [State and prospects of development of underground mining of deep-lying deposits of apatite-nepheline ores of the Khibiny massif]. Gornyi zhurnal, № 10. P. 28-33.
31. Balek A.E., Kharisov T.F., Sosnovskaya E.L., Kharisova O.D., 2022. Vliyanie posledovatel'nosti vyemki obosoblennogo rudnogo bloka na ustoychivost' podgotovitel'no-nareznykh vyrabotok [The effect of the sequence of excavation of a separate ore block on the stability of preparatory rifling workings]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 4, P. 320-334.
32. Balek A.E., Kharisov T.F., Avdeev A.N., Kharisova O.D., 2023. Obosnovanie optimal'nogo poryadka otrabotki rudnoi zalezhi v usloviyakh vysokikh napryazhenii i nizkoi prochnosti massiva [Substantiation of the optimal procedure for mining an ore deposit under conditions of high stresses and low strength of the massif]. Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal, № 3, P. 55-65. DOI 10.21440/0536-1028-2023-3-55-65.
33. Laubscher D.H., 1990. A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock mass in Mine Design. *Journal of South Africa Institute of Mining and Metalurgy*, Vol. 90, No. 10, P. 257-273.
34. Morales D., Castro R., Gomez R., 2024. A Methodology to Determine Undercutting Height in Block/Panel Caving. *Mining*, Vol. 4(2), P. 417-428. DOI 10.3390/mining4020024

35. Vasquez P., Díaz-Salas J., Barindelli G., 2023. Lecciones aprendidas, colapsos MB N01S02, Chuquicamata Subterránea. In *1o Congreso Chileno Mecánica de Rocas. Universidad de Santiago de Chile: Santiago, Chile*, pp. 940–947.
36. Tishkov M., 2018. Evaluation of caving as mining method for the Udachnaya underground diamond mine project. *Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics*, pp. 835-846. DOI 10.36487/ACG\_rep/1815\_66\_Tishkov
37. Zhang Ju., Zhou Z., Zhang Ji., Liu Yi., Liu Ya., 2023. Two-Stage Caving Characteristics of Complex Irregular Goaf: A Case Study in China. *Advances in Civil Engineering*, Vol. 4, P. 1-16. DOI 10.1155/2023/7471721
38. Sokolov I.V., Rozhkov A.A., Baranovskii K.V., 2023. Parametrizatsiya tekhnologii snizheniya ushcherba ot pereizmel'cheniya rudy pri podzemnoi razrabotke mestorozhdenii [Parameterization of the technology for reducing damage from over-grinding of ore during subsurface mining]. *Gornaya promyshlennost'*, № 5, P. 78-82. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-78-82. EDN UYCLRI.
39. Sokolov I.V., Rozhkov A.A., Baranovskii K.V., Solomein Yu.M., 2025. Izyskanie napravlenii snizheniya ushcherba ot pereizmel'cheniya metallicheskih rud pri sistemakh razrabotki s obrusheniem [Finding ways to reduce damage from the over-grinding of metallic ores in mining systems with collapse caving]. *Vzryvnoe delo*, № 146-103, P. 70-88. EDN AOXPYQ.
40. Sokolov I.V., Rozhkov A.A., Antipin Yu.G., 2023. Metodicheskii podkhod k obosnovaniyu tekhnologii snizheniya ushcherba ot pereizmel'cheniya rudy pri podzemnoi razrabotke [Methodological approach to substantiating technologies for reducing damage from ore over-grinding during underground mining]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 3, P. 352-367. EDN NFGXWZ.
41. Rozhkov A.A., 2021. Sistematizatsiya sposobov snizheniya poter' rudnoi melochi pri podzemnoi razrabotke mestorozhdenii [Systematization of ways to reduce the loss of ore fines during underground mining]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 3(30), P. 16-28. DOI 10.25635/2313-1586.2021.03.016. EDN LPADUR.
42. Issledovanie i vnedrenie vysokoeffektivnoi tekhnologii podzemnoi razrabotki Donskikh khromitovykh mestorozhdenii (shakhta Molodezhnaya) [Research and implementation of highly efficient technology for underground mining of the Don chromite deposits (Molozhnaya mine)]. 1987. IGD MChM SSSR, Sverdlovsk, Otchet o NIR: Ruk. Bolkisev V.S., 50 p.
43. Dubynin N.G., Khramtsov V.F., 1970. Upravlenie vypuskom rudy pri podzemnoi razrabotke [Ore release management in underground mining]. Novosibirsk: IGD SO AN SSSR, 119 p.
44. Stazhevskii S.B., 1986. Ob osobennostyakh napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya sypchikh materialov v skhodyashchikhsya kanalakh i bunkerakh [On the features of the stress-strain state of bulk materials in converging channels and bunkers]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 3, P. 15-24.
45. Mirnyi A.Yu., 2019. Issledovaniya dilatatsii v dispersnykh gruntakh i metody ee kolichestvennoi otsenki [Studies of dilatation in dispersed soils and methods of its quantitative assessment]. *Inzhenernaya geologiya*, Vol. 14, № 2, P. 34-43. DOI 10.25296/1993-5056-2019-14-2-34-43.
46. Malakhov G.M., Bezukh R.V., Petrenko P.D., 1968. Teoriya i praktika vypuska rudy [Theory and practice of ore production]. Moscow: Nedra, 311 p.
47. Kulikov V.V., 1980. Vypusk rudy [Ore release]. Moscow: Nedra, 303 p.



УДК 622.013.364

**Рожков Артём Андреевич**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075 г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58;  
e-mail: [69artem@bk.ru](mailto:69artem@bk.ru)

# НАПРАВЛЕНИЯ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ КОМПЛЕКСНОГО УЩЕРБА ОТ ПЕРЕИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ\*

## Аннотация:

В результате проведенных исследований установлено, что при системах разработки с обрушением руд и вмещающих пород, в связи с переизмельчением при отбойке рудного массива и последующими сегрегационно-концентрационными процессами при выпуске, наносится значительный ущерб, обуславливающий снижение эффективности функционирования горнотехнической системы. Результаты оценки экономического ущерба от потерь обогащенных металлом мелких фракций позволяют говорить о целесообразности разработки и реализации технических решений, которые позволили бы повысить полноту извлечения запасов недр. Определенные в настоящей работе направления преобразования элементов горнотехнической системы для снижения ущерба от переизмельчения руды являются основой для разработки и совершенствования конструкции системы разработки, геотехнологических процессов очистной выемки и применяемого технологического оборудования. Технические решения по снижению отрицательных последствий переизмельчения должны осуществляться на принципах синергии с технологией извлечения основной части запасов. Изменения в структуре горнотехнической системы не должны приводить к значительному увеличению объемов проведения подготовительно-нарезных выработок, продолжительности отработки выемочной единицы и усложнению технологических процессов очистной выемки, тем самым обеспечивая необходимую эффективность, интенсивность и безопасность подземной геотехнологии.

**Ключевые слова:** горнотехническая система, системы разработки с обрушением, потери, ущерб, переизмельчение руды, рудная мелочь.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.032

**Rozhkov Artem A.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining UB RAS,  
620075 Ekaterinburg,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.  
e-mail: [69artem@bk.ru](mailto:69artem@bk.ru)

# DIRECTIONS OF TRANSFORMATION OF MINING SYSTEM TO REDUCE COMPREHENSIVE DAMAGE FROM ORE OVERGRINDING IN CAVING WITH DEVELOPMENT SYSTEMS WITH COLLAPSING

## Abstract:

The conducted studies have shown that in the case of caving systems of ore and host rocks, overgrinding during breaking of the ore massif and subsequent segregation-concentration processes during ore drawing cause significant damage to the efficiency of the mining-engineering system. An assessment of the economic damage from the loss of fine fractions enriched with metal allows us to speak about the feasibility of developing and implementing technical solutions that would increase the completeness of subsoil reserves extraction. The directions of transformation of the mining-engineering system elements to reduce damage from overgrinding of ore, determined in this work, are the basis for developing and improving the design of mining system, geotechnological processes of stoping and the applied technological equipment. Technical solutions to reduce the negative consequences of overgrinding should be implemented on the principles of synergy with the technology of extracting the main part of the reserves. Changes in the structure of the mining-engineering system should not lead to a significant increase in the volume of preparatory and cutting workings, the duration of the extraction unit mining and the complication of the technological processes of stoping, thereby ensuring the necessary efficiency, intensity and safety of underground geotechnology.

**Key words:** mining-engineering system, caving systems, losses, damage, ore overgrinding, ore fines.

\* Исследования выполнены в рамках Гос. задания №075-00410-25-00. № гос. рег. 125070908257-0. Тема 1 (2025-2027). Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001).

## Введение

Одной из проблем освоения недр при подземной разработке месторождений твердых полезных ископаемых является ущерб, вызываемый переизмельчением руды в процессе выемки запасов, проявляющийся в комплексном снижении показателей технико-экономической эффективности и безопасности функционирования горнотехнических систем (ГТС) [1 – 3].

Основная часть известных решений и проводимых ранее изысканий по снижению ущерба от переизмельчения руды направлена на совершенствование технологий отбойки и последующую зачистку почвы выработанного пространства при системах разработки с естественным и искусственным поддержанием очистного пространства [4].

Современный этап эксплуатации месторождений характеризуется постоянным усложнением горно-геологических условий и необходимостью интенсификации процессов добычи в связи со снижением содержаний полезных компонентов и сложной геомеханической обстановкой [5, 6]. Это предопределяет увеличение доли применения систем разработки с обрушением, в том числе при отработке целиков. В таких условиях известные решения малоэффективны или неосуществимы, а отбойка руды в зажатой среде ограничивает область оптимизации технологии и параметров буровзрывных работ [7, 8].

Таким образом, разработка направлений преобразования элементов ГТС по снижению ущерба от переизмельчения руд, обеспечивающих технологическое развитие и расширение минерально-сырьевой базы подземных рудников при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород, является актуальной научно-технической задачей.

## Материалы и методы исследований

Для большинства металлических руд характерно повышенное содержание полезного компонента в мелких фракциях разрушенной взрывом горной породы [9]. Главной причиной переизмельчения руды являются буровзрывные работы при очистной выемке [10, 11]. При системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород данный фактор усиливается вследствие отбойки в зажатой среде. В процессе выпуска руды при любом классе применяемых систем разработки вместе с движением рудной массы происходят сегрегационные процессы. Накопление более тяжелых рудных минералов в мельчайших фракциях происходит в силу их большего удельного веса относительно вмещающей породы. Под действием гравитации такие фракции проникают между более крупными кусками руды [12].

Более крупные фракции, также относящиеся к категории рудной мелочи (менее 50 мм), подвергаются гранулометрической сегрегации, проникая в пустоты между крупными кусками в процессе перемещения сыпучей среды по очистному пространству [13]. Из теории и практики разработки месторождений и формирования насыпных горнотехнических сооружений известно, что чем меньше и тяжелее фракция горной породы, тем быстрее она осаждается при движении по наклонной плоскости, вследствие чего происходит самосортировка горной массы по гранулометрическому составу [14].

Осаждение обогащенных фракций в очистном пространстве приводит к их концентрации в значительных количествах и последующим потерям ценной руды [15]. Вместе с тем переизмельчение рудной массы приводит также к разубоживанию добытой руды. Повышение содержания полезного компонента в мелких фракциях происходит за счет его снижения в кусках крупных фракций [16]. Применительно к системам разработки с обрушением, при мелкофракционном составе рудной массы также происходит сужение фигуры выпуска или «трубообразование», что приводит к раннему разубоживанию от внедрения налегающих обрушенных пород и повышенным потерям отбитой руды в краевых частях выемочной единицы [17, 18].

В основе настоящих исследований лежит методический подход к снижению ущерба как комплексной проблеме [19 – 25].

Применительно к системам разработки с обрушением при добыче металлических руд выделены основные виды ущерба (табл. 1).

Таблица 1

## Систематизация видов ущерба от переизмельчения металлических руд при системах разработки с обрушением

Вид ущерба		Форма проявления ущерба	
По характеру воздействия	По направлению воздействия	Традиционная технология (без применения мероприятий по снижению ущерба)	Модернизированная технология (с применением мероприятий по снижению ущерба)
Прямой ущерб	1. Геологический ущерб	Значительные потери обогащенной металлом руды в очистном пространстве	Частичные потери обогащенной металлом руды в очистном пространстве
		Потери руды вследствие уменьшения ширины фигуры выпуска	
		Повышение потерь полезного компонента в просыпи при погрузке, транспортировании и складировании	
	2. Экономический ущерб	Ущерб от потерь обогащенной металлом руды	Капитальные и эксплуатационные затраты на проведение дополнительных мероприятий
		Снижение извлекаемой ценности основных запасов добытой руды вследствие сегрегационно-концентрационных процессов	Частичное снижение извлекаемой ценности основных запасов добытой руды
		Недополученная выгода от разубоживания руды вследствие уменьшения ширины фигуры выпуска	Дополнительные затраты на поддержание выработок выпуска и доставки руды
		Дополнительные затраты на приведение рабочих зон в безопасное состояние по пожароопасности и пылевому фактору	
	3. Технологический ущерб	Повышение степени слеживаемости рудной массы	Затраты времени на осуществление дополнительных мероприятий
		Повышение вероятности и скорости смерзания рудной массы	Усложнение процессов цикла очистной выемки
		Непроизводительная работа оборудования при выпуске, доставке, транспортировании разубоженной руды	Повышение выхода негабарита
			Увеличение продолжительности цикла крепления выработок выпуска и доставки руды
		Возможные остановки процесса очистной выемки вследствие самовозгорания рудной массы	Низкая технологичность (кустарность) дополнительных мероприятий
		Повышение риска взрывов сульфидной пыли	Увеличение количества стадий процесса очистной выемки в техногенно-нарушенных условиях
Косвенный ущерб	4. Социальный ущерб	Повышение риска отравления токсичными газами в результате самовозгорания рудной массы	Повышение риска травмирования вследствие увеличения доли ручного труда
		Повышение риска заболеваний органов дыхания вследствие высокой запыленности рудничной атмосферы	
		Повышение риска травмирования в результате взрывов сульфидной пыли	Повышение риска травмирования вследствие нахождения в очистном пространстве и техногенно-нарушенных условиях

Таким образом, основными причинами проявления прямого ущерба в последовательном порядке являются:

- переизмельчение при отделении руды от массива;
- сегрегационные процессы при выпуске руды;
- концентрационные процессы в очистном пространстве;
- снижение показателей полноты и качества добытой руды.

Проявление косвенного ущерба обусловлено в основном повышенными рисками нанесения вреда здоровью персонала.

Поскольку полностью предотвратить или ликвидировать все отрицательные последствия переизмельчения руды невозможно, преобразования элементов ГТС для снижения ущерба должны быть сбалансированы с учетом его вида и значимости.

### *Результаты исследований и их обсуждение*

В качестве характерного объекта для укрупненной оценки экономического ущерба нами принят рудник «Заполярный», осваивающий месторождение комплексных вкрапленных медно-никелевых руд, представленное пологой залежью средней мощности, отработка которого в настоящее время осуществляется системой разработки с обрушением.

Для условий данного месторождения канд. техн. наук Н.А. Туртыгиной установлено [26], что содержание Cu и Ni в мелких фракциях руды в 1,5 – 2 и более раз выше, чем в крупных фракциях.

Для оценки ущерба было исследовано влияние на извлекаемую ценность добытой руды показателя потерь по системе разработки. Учитывался комплексный состав руд месторождения и биржевые показатели стоимости металлов на текущий период (с февраля по июль 2025 г.) (рис. 1).

Поскольку при технологии с обрушением руды и налегающих пород отбойка производится послойно, откос траншеи формируется крайними скважинами веера одновременно с разрушением отбиваемого слоя [27]. При этом на откосе формируются неровности, обусловленные характером действия взрыва скважинного заряда в краевой части веера при отбойке на зажимающую среду [28]. В силу сегрегационно-концентрационных процессов, часть мелких фракций скапливается в данных неровностях, а также в краевых частях потока выпускаемой руды и рудных гребнях.

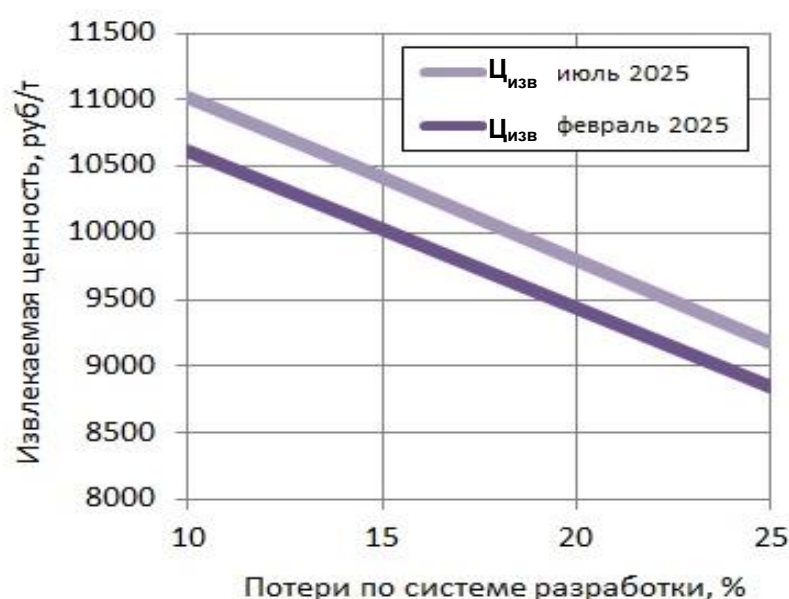


Рис. 1. Зависимость извлекаемой ценности руды от показателя потерь и изменения биржевых цен металлов

Для оценки ущерба нами приняты коэффициент обогащенности рудной мелочи 1,5 и допущение, что содержание переизмельченных фракций в общих потерях отбитой руды при данной технологии пропорционально выходу рудной мелочи при отбойке (рис. 2).

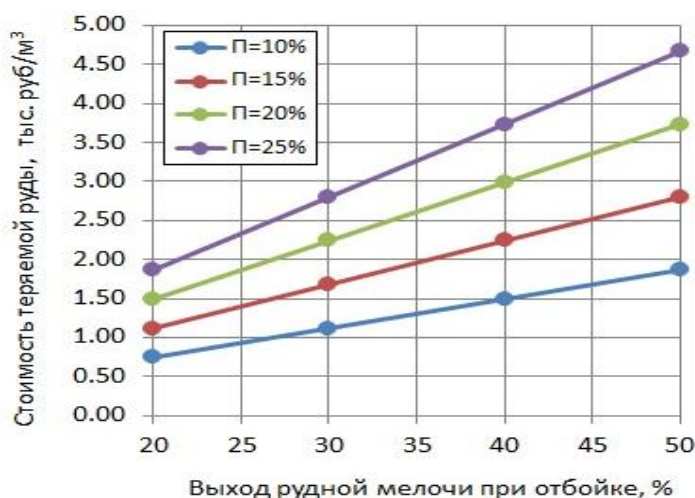


Рис. 2. Стоимость теряемой рудной мелочи в зависимости от уровня общих потерь по системе разработки и выхода мелких фракций при отбойке

Из полученных графиков видно, что прогнозный ущерб от потерь обогащенных мелких фракций руды в зависимости от их выхода при отбойке может составить от 0,75 до 4,7 тыс. руб. на 1 м³ при плотности рудной массы 3,0 т/м³. Следовательно, величина ущерба от потерь рудной мелочи в зависимости от производственной мощности подземного рудника по системе с обрушением (0,5 – 1,2 млн т руды в год) при минимальном выходе рудной мелочи и среднем уровне потерь 15 – 20 % может составить от 180 до 600 млн руб. в год.

Основными факторами, ограничивающими эффективность, временные рамки и возможности технологического воздействия, направленного на снижение ущерба от переизмельчения руды при системах разработки с обрушением, являются [29, 30]:

- заполнение очистного пространства обрушенными породами;
- отбойка и выпуск руды в зажатой среде;
- необходимость обеспечения производственной мощности по добыче руды при высокой концентрации горных работ и ограниченных размерах рудных тел;
- определенный порядок отработки запасов и подработка подготовительных выработок вышележащих горизонтов;
- увеличение относительной величины потерь обогащенной рудной мелочи с уменьшением мощности рудных тел.

С учетом данных факторов, на основе обобщения опыта разработки и осуществления технологических решений для различных горно-геологических и горнотехнических условий [31– 43], применительно к системам с обрушением руды и вмещающих пород становится возможным выделить следующие основные направления преобразования элементов ГТС для снижения ущерба от переизмельчения руд:

- в технологической подсистеме ГТС – оптимизация параметров или совершенствование технологических процессов очистной выемки;
- в горной конструкции ГТС – изменение ее параметров или преобразование горнотехнических свойств ее отдельных элементов;
- в технической подсистеме ГТС – совершенствование применяемых или включение в цикл очистной выемки новых оборудования или инженерных средств.



В соответствии с выделенными направлениями и типами способов определены перспективные технические решения для снижения ущерба от переизмельчения руды при системах с обрушением (рис. 3).

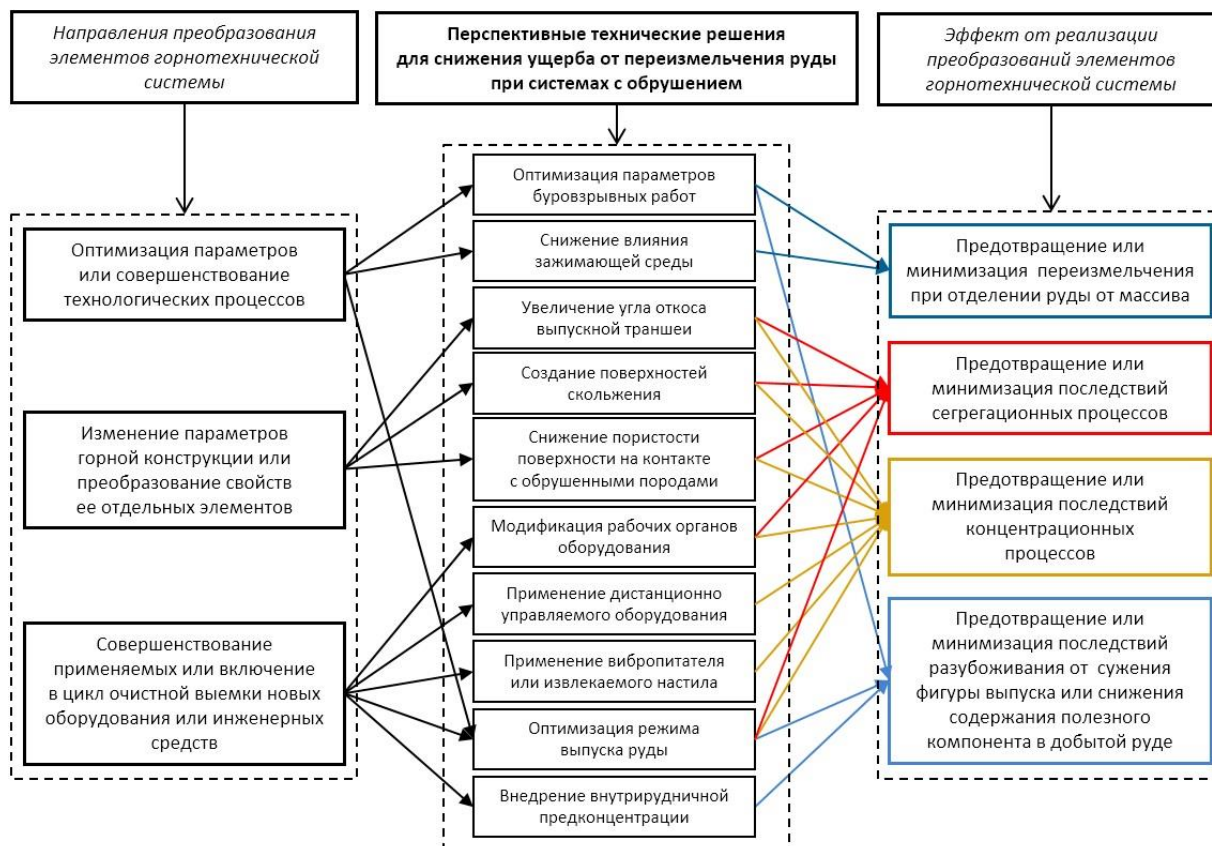


Рис. 3. Перспективные технические решения для снижения ущерба от переизмельчения руды при системах с обрушением

Представленные решения могут быть использованы самостоятельно или в комплексе. Вместе с тем в зависимости от складывающихся при отработке конкретного месторождения условий сочетания способов снижения ущерба могут составлять разнообразные комбинации. Количество используемых технических решений так или иначе будет ограничено экономическими соображениями и оценкой их эффективности.

### Заключение

В результате проведенных исследований установлено, что при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород переизмельчение при отбойке рудного массива и последующие сегрегационно-концентрационные процессы при выпуске наносят значительный ущерб эффективности функционирования ГТС. Оценка экономического ущерба от потерь обогащенных металлом мелких фракций позволяет говорить о целесообразности разработки и реализации технических решений, которые позволили бы повысить полноту извлечения запасов недр. Определенные в настоящей работе направления и типы способов снижения ущерба от переизмельчения руды являются основой для разработки и совершенствования конструкции системы разработки и геотехнологических процессов очистной выемки. Технические решения по снижению отрицательных последствий переизмельчения должны осуществляться на принципах синергии с технологией извлечения основной части запасов. Изменения в структуре ГТС не должны приводить к значительному увеличению объемов проведения подготовительно-нарезных выработок, продолжительности отработки выемочной единицы и усложнению

технологических процессов очистной выемки, тем самым обеспечивая необходимую эффективность, интенсивность и безопасность подземной геотехнологии.

### Список литературы

1. Агошков М.И., Никаноров В.И., Панфилов Е.И., 1974. *Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр*. Москва: Недра, 312 с.
2. Яковлев В.Л., Жариков С.Н., Реготунов А.С., Кутуев В.А., 2024. Изыскание новых приемов к учету свойств и строения массива при дезинтеграции его буровзрывным способом в динамике разработки сложноструктурных месторождений. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*, № 4 (164), С. 86-96. DOI: 10.26730/1999-4125-2024-4-86-96
3. Смирнов А.А., Рожков А.А., 2018. Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов. *Взрывное дело*, № 119-76, С. 118-128. EDN LUJFQD.
4. Dominy S.C., Glass H.J., Minnitt R.C.A., 2022. Sampling Broken Ore Residues in Underground Gold Workings: Implications for Reconciliation and Lost Revenue. *Minerals*, Vol. 12, 667. DOI: 10.3390/min12060667
5. Яковлев В.Л., Корнилков С.В., Соколов И.В., 2018. *Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья*. Екатеринбург: Уральское отделение РАН, 360 с., ISBN 978-5-7691-2514-0.
6. Волков Ю.В., Соколов И.В., Камаев В.Д., 2002. *Выбор систем подземной разработки рудных месторождений*. Екатеринбург: Уральское отделение РАН. 124 с., ISBN 5-7691-1226-X.
7. Iravani A., Åström J.A., Ouchterlony F., 2018. Physical Origin of the Fine-Particle Problem in Blasting Fragmentation. *Physical Review Applied*, Vol. 10(3), 034001. DOI:10.1103/physrevapplied.10.034001
8. Савич И.Н., 2004. *Научное обоснование технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений*: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22. Москва, 44 с.
9. Ломоносов Г.Г., Шангин С.С., Юсимов Б.В., 2013. Повышение извлечения мелких фракций золотосодержащих руд при подземной разработке маломощных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № S27, С. 12-18.
10. Казаков Н.Н., Шляпин А.В., 2018. Распределение энергии скважинного заряда по фазам, зонам и видам затрат к концу развития камуфлетной фазы. *Взрывное дело*, № 119-76, С. 20-35.
11. Савич И.Н., Барнов Н.Г., Мустафин В.И., 2024. Параметры буровзрывных работ и гранулометрический состав рудной массы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № S15, С. 3-9. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_5\_15\_3.
12. Попов Н.И., Иванов А.А., 1979. *Снижение потерь отбитой руды при разработке наклонных залежей*. Магадан: Книжное изд-во, 62 с.
13. Хайрутдинов М.М., 1990. *Повышение эффективности системы этажного принудительного обрушения за счет создания экранирующей поверхности на границах вторичных блоков*: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02. Москва, 21 с.
14. Лаптев Ю.В., Титов Р.С., 2016. Оптимизация высоты слоя техногенного образования для его эффективной отработки. *Известия вузов. Горный журнал*, № 1, С. 4-10.
15. Дронов Н.В., 1970. Исследование самосортировки руды по крупности при выпуске. *Совершенствование технологии подземной разработки рудных месторождений*. Фрунзе: Илим, С. 129-137.
16. Ломоносов Г.Г., Туртыгина Н.А., 2015. Влияние класса крупности медно-никелевого рудного сырья и его изменчивости на показатели обогащения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 3, С. 104-107.

17. Савич И.Н., 2021. Обоснование параметров систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений. *Горный журнал*, № 9, С. 18-21. DOI: 10.17580/gzh.2021.09.03.
18. Мажитов А.М., Волков П.В., 2019. *Обрушение руды и вмещающих пород при разработке пологих месторождений*. Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 124 с.
19. Панфилов Е.И., 2008. Оценка воздействий на недра и возможных последствий при разработке месторождений полезных ископаемых. *Горная промышленность*, № (78), С. 26-32.
20. Захаров В.Н., Рыльникова М.В., Клебанов Д.А., Радченко Д.Н., 2023. Гипотезы оптимизации параметров функционирования горнотехнических систем с применением методов прогнозной аналитики. *Горная промышленность*, № 5, С. 38-42. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-38-42.
21. Чмыхалова С.В., 2020. Системный подход к оценке риска, способствующий предотвращению потерь и повышению безопасности горного производства. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 6-1, С. 146-153. DOI 10.25018/0236-1493-2020-61-0-146-153.
22. Рыльникова М.В., Митишова Н.А., 2019. Методика исследований взрывоопасности убогосульфидных руд при подземной отработке колчеданных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 9, С. 41-51. DOI 10.25018/0236-1493-2019-09-0-41-51.
23. Рыльникова М.В., Айнбиндер Г.И., Есина Е.Н., 2020. Требования и факторы безопасной отработки месторождений колчеданных руд. *Горная промышленность*, № 2, С. 82-87. DOI 10.30686/1609-9192-2020-2-82-87.
24. Соколов И.В., Рожков А.А., Антипин Ю.Г., 2023. Методический подход к обоснованию технологий снижения ущерба от переизмельчения руды при подземной разработке. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 3, С. 352-367. EDN NFGXWZ.
25. Соколов И.В., Рожков А.А., Барановский К.В., 2023. Параметризация технологии снижения ущерба от переизмельчения руды при подземной разработке месторождений. *Горная промышленность*, № 5, С. 78-82. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-78-82. EDN UYCLRI.
26. Туртыгина Н.А., Елизарьева А.П., Шаров С.А., 2022. Исследования взрывоселекции рудо-породного массива с позиции стабилизации качества руд при добыче. *Научный вестник Арктики*, № 13, С. 94-100. DOI: 10.52978/25421220\_2022\_13\_94-100.
27. Смирнов А.А., Барановский К.В., Рожков А.А., 2020. Применение принципов ресурсосбережения при отбойке крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 3-1, С. 300-312. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-300-312.
28. Белин В.А., Крюков Г.М., 2011. Итоги развития теории разрушения горных пород взрывом. *Взрывное дело*, № 105-62, С. 3-17.
29. Каплунов Д.Р., Юков В.А., 2013. К оценке интенсивности эксплуатации рудных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 1, С. 48-52.
30. Лизункин М.В., Лизункин В.М., Ситников Р.В., 2021. Опыт гидромеханической зачистки обогащенной рудной мелочи. *Рациональное освоение недр*, № 5(61), С. 34-38. DOI: 10.26121/RON.2021.76.11.003.
31. Рожков А.А., 2021. Систематизация способов снижения потерь рудной мелочи при подземной разработке месторождений. *Проблемы недропользования*, №3 (30), С. 16-28. DOI 10.25635/2313-1586.2021.03.016. EDN LPADUR.
32. Xingwana L., 2016. Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: A survey-based investigation. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. № 116, P. 149-160. DOI: 10.17159/2411-9717/2016/v116n2a6

33. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Рожков А.А., 2020. Модернизация системы разработки маломощного месторождения богатых медноколчеданных руд. *Устойчивое развитие горных территорий*, Т. 12, № 3(45), С. 444-453. DOI: 10.21177/1998-4502-2020-12-3-444-453.
34. Глотов В.В., Пахалуев Б.Г., 2016. Оптимизация расстояния между стенками желобов при гидрозачистке выемочных блоков. *Вестник Забайкальского государственного университета*, Т. 22, № 4, С. 4-9.
35. Biegaj K., 2012. Why do shareholders and mining executives allow mine managers to leave behind high-grade broken ore underground? In *Proceedings «Narrow Vein Mining 2012», The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne*, pp. 197-206.
36. Tuck M., 2010. Stope Cleaning – Historical Methods and Future Developments. *Proceedings: Gravity Gold 2010 Conference*, pp. 25-26.
37. Rupprecht S., 2013. Loading and hauling of broken rock in a narrow tabular orebody utilizing scraper winches. *Conference: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Underground Load and Haul. Conference Paper*, pp. 1-12.
38. Pickering R. G. B. 2006. Long hole drilling applied to narrow reef mining. *International Platinum Conference «Platinum Surges Ahead»: proceedings. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, P. 199-207.
39. Grave M., 2009. Controlling stoping costs in a gold mining environment. *World Gold Conference: proceedings. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. P. 99-106.
40. O'Beime D., 1979. The hydraulic cleaning of stopes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 207-209.
41. Du Plessis A.G, Wymer D.G., Joughin N.C., 1989. Equipment alternatives for stoping in gold mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 387-394.
42. Рассказов И.Ю., Чебан А.Ю., Литвинова Н.М., Конарева Т.Г., Андрющенко А.С., 2023. Совершенствование схем добычи и переработки руд при освоении сложно-структурных месторождений. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 2, С. 57-67. DOI 10.15372/FTPRI20230206.
43. Версиров С.О., Максимов А.А., 2017. О формировании оптимальных рудопотоков при отработке рудных запасов с применением адаптивных питателей. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 1, С. 238-242.

## References

1. Agoshkov M.I., Nikanorov V.I., Panfilov E.I., 1974. *Tekhniko-ekonomicheskaya otsenka izvlecheniya poleznykh iskopaemykh iz neдр* [Technical and economic assessment of extraction of minerals from the subsurface]. Moscow: Nedra, 312 p.
2. Yakovlev V.L., Zharikov S.N., Regotunov A.S., Kutuev V.A., 2024. Izyskanie novykh priemov k uchetu svoistv i stroeniya massiva pri dezintegratsii ego burovzryv-nym sposobom v dinamike razrabotki slozhnostrukturnykh mestorozhdenii [Searching for new techniques to account for the properties and structure of the massif during its disintegration by the drilling and blasting method in the dynamics of the development of complex deposits]. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*, № 4 (164), P. 86-96. DOI: 10.26730/1999-4125-2024-4-86-96
3. Smirnov A.A., Rozhkov A.A., 2018. Issledovaniya deistviya vzryva veera skvazhinnykh zaryadov [Investigation of the effect of the explosion of a fan of borehole charges]. *Vzryvnoe delo*, № 119-76, P. 118-128. EDN LUJFQD.
4. Dominy S.C., Glass H.J., Minnitt R.C.A., 2022. Sampling Broken Ore Residues in Underground Gold Workings: Implications for Reconciliation and Lost Revenue. *Minerals*, Vol. 12, 667. DOI: 10.3390/min12060667

5. Yakovlev V.L., Kornilov S.V., Sokolov I.V., 2018. Innovatsionnyi bazis strategii kompleksnogo osvoeniya resursov mineral'nogo syr'ya [The innovation basis of the integrated strategy of raw materials development]. Ekaterinburg: Ural'skoe otделение RAN, 360 p., ISBN 978-5-7691-2514-0.
6. Volkov Yu.V., Sokolov I.V., Kamaev V.D., 2002. Vybór sistem podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii [Selection of underground mining systems for ore deposits]. Ekaterinburg: Ural'skoe otделение RAN. 124 p., ISBN 5-7691-1226-X.
7. Iravani A., Åström J.A., Ouchterlony F., 2018. Physical Origin of the Fine-Particle Problem in Blasting Fragmentation. *Physical Review Applied*, Vol. 10(3), 034001. DOI:10.1103/physrevapplied.10.034001
8. Savich I.N., 2004. Nauchnoe obosnovanie tekhnologicheskikh reshenii pri podzemnoi razrabotke kimberlitovykh mestorozhdenii [Scientific substantiation of technological solutions in the underground mining of kimberlite deposits]: avtoref. dis. ... d-ra tekhn. nauk: 25.00.22. Moscow, 44 p.
9. Lomonosov G.G., Shangin S.S., Yusimov B.V., 2013. Povyshenie izvlecheniya melkikh fraktsii zolotosoderzhashchikh rud pri podzemnoi razrabotke malomoshchnykh mestorozhdenii [Increased extraction of small fractions of gold-bearing ores during underground mining of lowyield deposits]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № S27, P. 12-18.
10. Kazakov N.N., Shlyapin A.V., 2018. Raspredelenie energii skvazhinnoy zaryada po fazam, zonam i vidam zatrat k kontsu razvitiya kamufletnoi fazy [Distribution of well charge energy by phases, zones, and types of costs by the end of the camouflage phase development]. Vzryvnoe de-lo, № 119-76, P. 20-35.
11. Savich I.N., Barnov N.G., Mustafin V.I., 2024. Parametry burovzryvnykh rabot i granulometricheskii sostav rudnoi massy [Parameters of drilling and blasting operations and the granulometric composition of the ore mass]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № S15, P. 3-9. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_5\_15\_3.
12. Popov N.I., Ivanov A.A., 1979. Snizhenie poter' otbitoi rudy pri razrabotke naklonnykh zalezhei [Reduction of losses of beaten ore during the development of inclined deposits]. Magadan: Knizhnoe izd-vo, 62 p.
13. Khairutdinov M.M., 1990. Povyshenie effektivnosti sistemy etazhnogo prinuditel'nogo obrusheniya za schet sozdaniya ekraniruyushchei poverkhnosti na granitsakh vtorichnykh blokov [Improving the efficiency of the floor forced collapse system by creating a shielding surface at the boundaries of secondary blocks]: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk: 05.15.02. Moscow, 21 p.
14. Laptev Yu.V., Titov R.S., 2016. Optimizatsiya vysoty sloya tekhnogennoy obrazovaniya dlya ego effektivnoi otrabotki [Optimization of the height of the technological education layer for its effective development]. Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal, № 1, P. 4-10.
15. Dronov N.V., 1970. Issledovanie samosortirovki rudy po krupnosti pri vypuske [Investigation of ore self-sorting by size during production]. Sovershenstvovanie tekhnologii podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii. Frunze: Ilim, P. 129-137.
16. Lomonosov G.G., Turtygina N.A., 2015. Vliyanie klassa krupnosti medno-nikelevogo rudnogo syr'ya i ego izmenchivosti na pokazateli obogashcheniya [The influence of the fineness class of copper-nickel ore raw materials and its variability on the enrichment indicators]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 3, P. 104-107.
17. Savich I.N., 2021. Obosnovanie parametrov sistem s prinuditel'nym obrusheniem pri podzemnoi razrabotke rudnykh mestorozhdenii [Substantiation of the parameters of systems with forced collapse during underground mining of ore deposits]. Gornyi zhurnal, № 9, P. 18-21. DOI: 10.17580/gzh.2021.09.03.
18. Mazhitov A.M., Volkov P.V., 2019. Obrushenie rudy i vmeshchayushchikh porod pri razrabotke pologikh mestorozhdenii [Collapse of ore and host rocks during the development of shallow deposits]. Magnitogorsk: Magnitogorskii gosudarstvennyi tekhnicheskii universitet im. G.I. Nosova, 124 p.

19. Panfilov E.I., 2008. Otsenka vozdeistvii na nedra i vozmozhnykh posledstviy pri razrabotke mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh [Assessment of impacts on the subsurface and possible consequences during the development of mineral deposits]. *Gornaya promyshlennost'*, № 2(78), P. 26-32.
20. Zakharov V.N., Ryl'nikova M.V., Klebanov D.A., Radchenko D.N., 2023. Gipotezy optimizatsii parametrov funktsionirovaniya gornotekhnicheskikh sistem s primeneniem metodov prognoznnoi analitiki [Hypotheses of optimization of parameters of functioning of mining engineering systems using methods of predictive analytics]. *Gornaya promyshlennost'*, № 5, P. 38-42. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-38-42.
21. Chmykhalova S.V., 2020. Sistemnyi podkhod k otsenke riska, sposobstvuyushchii predotvrashcheniyu poter' i povysheniyu bezopasnosti gornogo proizvodstva [Systematic approach to risk assessment that helps to prevent losses and improve the safety of mining operations]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 6-1, S. 146-153. DOI 10.25018/0236-1493-2020-61-0-146-153.
22. Ryl'nikova M.V., Mitishova N.A., 2019. Metodika issledovaniy vzryvo-opasnosti ubogosul'fidnykh rud pri podzemnoi otrabotke kolchedannykh mestorozhdenii [Methodology for investigating the explosivity of low-grade sulfide ores during underground mining of pyrite deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 9, P. 41-51. DOI 10.25018/0236-1493-2019-09-0-41-51.
23. Ryl'nikova M.V., Ainbinder G.I., Esina E.N., 2020. Trebovaniya i faktory bezopasnoi otrabotki mestorozhdenii kolchedannykh rud [Requirements and factors of safe mining of pyrite ore deposits]. *Gornaya promyshlennost'*, № 2, P. 82-87. DOI 10.30686/1609-9192-2020-2-82-87.
24. Sokolov I.V., Rozhkov A.A., Antipin Yu.G., 2023. Metodicheskii podkhod k obosnovaniyu tekhnologii snizheniya ushcherba ot pereizmel'cheniya rudy pri podzemnoi razrabotke [Methodological approach to substantiating technologies for reducing damage from ore over-grinding during underground mining]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 3, P. 352-367. EDN NFGXWZ.
25. Sokolov I.V., Rozhkov A.A., Baranovskii K.V., 2023. Parametrizatsiya tekhnologii snizheniya ushcherba ot pereizmel'cheniya rudy pri podzemnoi razrabotke mestorozhdenii [Parameterization of the technology for reducing damage from over-grinding of ore during underground mining]. *Gornaya promyshlennost'*, № 5, P. 78-82. DOI 10.30686/1609-9192-2023-5-78-82. EDN UYCLRI.
26. Turtygina N.A., Elizar'eva A.P., Sharov S.A., 2022. Issledovaniya vzryvoselektsii rudo-porodnogo massiva s pozitsii stabilizatsii kachestva rud pri dobyche [Investigations of explosive extraction of ore-rock mass from the perspective of ore quality stabilization during mining]. *Nauchnyi vestnik Arktiki*, № 13, P. 94-100. DOI: 10.52978/25421220\_2022\_13\_94-100.
27. Smirnov A.A., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., 2020. Primenenie printsi-pov resursosberezheniya pri otboike krepkikh treshchinovatykh rud veerami skvazhinnykh zaryadov [Application of the principles of resource saving in the extraction of strong fractured ores using borehole charges]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 3-1, P. 300-312. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-300-312.
28. Belin V.A., Kryukov G.M., 2011. Itogi razvitiya teorii razrusheniya gornykh porod vzryvom [Results of the development of the theory of rock destruction by explosion]. *Vzryvnoe delo*, № 105-62, P. 3-17.
29. Kaplunov D.R., Yukov V.A., 2013. K otsenke intensivnosti ekspluatatsii rudnykh mestorozhdenii [On assessment of the intensity of exploitation of ore deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 1, P. 48-52.
30. Lizunkin M.V., Lizunkin V.M., Sitnikov R.V., 2021. Opyt gidromekhanicheskoi zachistki obogashchennoi rudnoi melochi [Experience of hydro-mechanical stripping of enriched ore fines]. *Ratsional'noe osvoenie neдр*, № 5(61), P. 34-38. DOI: 10.26121/ROn.2021.76.11.003.



31. Rozhkov A.A., 2021. Sistematizatsiya sposobov snizheniya poter' rudnoi melochi pri podzemnoi razrabotke mestorozhdenii [Systematization of ways to reduce the loss of ore fines during underground mining]. *Problemy nedropol'zovaniya*, №3 (30), P. 16-28. DOI 10.25635/2313-1586.2021.03.016. EDN LPADUR.
32. Xingwana L., 2016. Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: A survey-based investigation. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. № 116, P. 149-160. DOI: 10.17159/2411-9717/2016/v116n2a6
33. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Rozhkov A.A., 2020. Modernizatsiya sistemy razrabotki malomoshchnogo mestorozhdeniya bogatyykh mednokolchedannykh rud [Modernization of the system for the development of a low-potential deposit of rich copper ores]. *Ustoichivoe razvitie gornyykh territorii*, Vol. 12, № 3(45), P. 444-453. DOI: 10.21177/1998-4502-2020-12-3-444-453.
34. Glotov V.V., Pakhaluev B.G., 2016. Optimizatsiya rasstoyaniya mezhdu stenkami zhelobov pri gidrozachistke vyemochnykh blokov [Optimization of the distance between the gutter walls during hydraulic cleaning of excavation blocks]. *Vestnik Zabaikal'skogo gosudarstvennogo universiteta*, T. 22, № 4, S. 4-9.
35. Biegaj K., 2012. Why do shareholders and mining executives allow mine managers to leave behind high-grade broken ore underground? In *Proceedings «Narrow Vein Mining 2012», The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne*, pp. 197-206.
36. Tuck M., 2010. Stope Cleaning – Historical Methods and Future Developments. *Proceedings: Gravity Gold 2010 Conference*, pp. 25-26.
37. Rupprecht S., 2013. Loading and hauling of broken rock in a narrow tabular orebody utilizing scraper winches. *Conference: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Underground Load and Haul. Conference Paper*, pp. 1-12.
38. Pickering R. G. B. 2006. Long hole drilling applied to narrow reef mining. *International Platinum Conference «Platinum Surges Ahead»: proceedings. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, P. 199-207.
39. Grave M., 2009. Controlling stoping costs in a gold mining environment. *World Gold Conference: proceedings. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. P. 99-106.
40. O'Beime D., 1979. The hydraulic cleaning of stopes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 207-209.
41. Du Plessis A.G., Wymer D.G., Joughin N.C., 1989. Equipment alternatives for stoping in gold mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 387-394.
42. Rasskazov I.Yu., Cheban A.Yu., Litvinova N.M., Konareva T.G., Andryushchenko A.S., 2023. Sovershenstvovanie skhem dobychi i pererabotki rud pri osvoenii slozhno-strukturnykh mestorozhdenii [Improvement of ore extraction and processing schemes in the development of complex-structured deposits]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 2, P. 57-67. DOI 10.15372/FTPRPI20230206.
43. Versilov S.O., Maksimov A.A., 2017. O formirovanii optimal'nykh rudopotokov pri otrabotke rudnykh zasposov s primeneniem adaptivnykh pitatelei [On the formation of optimal ore flows during the development of ore reserves using adaptive feeders]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 1, P. 238-242.



## ГЕОТЕХНИКА

УДК 622.682:621.926

**Журавлев Артем Геннадиевич**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией транспортных си-  
стем карьеров и геотехники,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, д. 58  
e-mail: [juravlev@igduran.ru](mailto:juravlev@igduran.ru)

**Чендырев Михаил Андреевич**

научный сотрудник,  
лаборатория транспортных систем  
карьеров и геотехники,  
Институт горного дела УрО РАН

### **РАЗВИТИЕ КОНСТРУКЦИЙ ПОЛУСТАЦИОНАРНЫХ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ТЯЖЕЛЫХ УСЛОВИЙ\***

*Аннотация:*

В условиях наращивания производительности крупных горнодобывающих предприятий актуальным становится внедрение высокопроизводительных комплексов циклично-поточной технологии, обеспечивающих снижение эксплуатационных затрат на транспортирование до 4 раз. Важным элементом дробильно-конвейерных комплексов, применяемых в циклично-поточной технологии, являются дробильно-перегрузочные установки, поскольку они определяют подготовку материала к транспортировке конвейером, а производительность установленной в них дробилки (дробилок) лимитирует производительность комплекса в целом. Статья посвящена описанию выработанных в рамках выполненных НИОКР особенностей проектирования современных высокопроизводительных дробильно-перегрузочных установок. Приведена систематизация условий применения дробильно-перегрузочных установок разных типов в составе дробильно-конвейерных комплексов. С помощью результатов расчетов показано рациональное количество разгрузочных мест для автосамосвалов в зависимости от производительности дробильно-перегрузочных установок. Показано, что в условиях высокопроизводительной дробильно-перегрузочной установки, реализованной на базе единственной дробилки, рационально адаптировать ее параметры (в частности камеру дробления) под физико-механические свойства и гранулометрический состав подаваемой руды. Отражен принцип модульности при разработке компоновки дробильно-перегрузочной установки, которая может быть адаптирована под конкретные горно-технологические условия карьера. В заключении сформулированы принципы рационального по металлоемкости проектирования высокопроизводительных полустационарных дробильно-перегрузочных установок.

*Ключевые слова:* циклично-поточная технология, дробильно-перегрузочная установка, рациональная конструкция, бункер.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.045

**Zhuravlev Artem G.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of the Laboratory of quarry transport systems  
and geotechnics,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg  
e-mail: [juravlev@igduran.ru](mailto:juravlev@igduran.ru)

**Chendyrev Mikhail A.**

Researcher,  
Laboratory of quarry transport systems  
and geotechnics,  
Institute of Mining UB RAS

### **DEVELOPMENT OF STRUCTURES SEMI-STATIONARY CRUSHING PLANTS-TRANSSHIPMENT FACILITIES FOR HEAVY CONDITIONS**

*Abstract:*

In the context of increasing the productivity of large mining enterprises, the introduction of high-performance cyclic-flow technology complexes is becoming relevant, ensuring a reduction in operating costs for transportation by up to 4 times. An important element of crushing and conveyor complexes used in cyclic-flow technology are crushing and transshipment plants, since they determine the preparation of material for conveyor transportation, and the productivity of the crusher(s) installed in them limits the productivity of the complex as a whole. The article is devoted to the description of the design features of modern high-performance crushing and transshipment plants developed within the framework of the completed research and development. The systematization of the conditions of use of crushing and transshipment plants of various types as part of crushing and conveyor complexes is given. Using the calculation results, the rational number of unloading places for dump trucks is shown, depending on the productivity of crushing and transshipment plants. It is shown that in conditions of a high-performance crushing and transshipment plant implemented on the basis of a single crusher, it is rational to adapt its parameters (in particular, the crushing chamber) to the physical and mechanical properties and granulometric composition of the supplied ore. The principle of modularity is reflected in the development of the layout of the crushing and transshipment plant, which can be adapted to specific mining and technological conditions of the quarry. In conclusion, the principles of rational metal consumption design of high-performance semi-stationary crushing and transshipment plants are formulated.

*Key words:* cyclic-flow technology, crushing and transshipment plant, rational design, hopper.

\* Исследования выполнены в рамках государственного задания №075-00410-25-00.

№ гос. рег. 125070908257-0. Тема 1 (2025-2027). Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001).

### Введение

Неуклонное развитие промышленности в нашей стране требует наращивания объемов добычи, увеличения полноты освоения запасов месторождений при достижении высоких технико-экономических показателей за счет увеличения глубины открытой разработки. Это требует применения инновационных технических и технологических решений [1].

Одним из решений улучшения экономичности добычи является применение циклично-поточной технологии (ЦПТ), обеспечивающей экономию эксплуатационных затрат до 4 раз. Однако ЦПТ требует значительных инвестиций, достаточно длительного этапа горно-подготовительных и строительно-монтажных работ по возведению комплекса. В последнее десятилетие многие крупные российские горнодобывающие компании инвестируют и внедряют дробильно-конвейерные комплексы (ДКК) для сокращения затрат на транспортирование, как правило, рудные, и в меньшей степени породные. С научно-технической и инженерной точек зрения при внедрении ЦПТ на конкретном месторождении комплексному решению подлежат две основные проблемы:

- определение по горно-технологическим и технико-экономическим аспектам оптимального момента ввода ЦПТ в эксплуатацию, периода его функционирования, порядка доработки глубинной части месторождения и целиков либо поиск такой схемы встраивания ДКК, которая обеспечит отсутствие рудных целиков под ним;
- конструирование надежного ДКК, соответствующего требованиям по производительности, сроку службы и схеме встраивания в карьере (в том числе габаритные ограничения, выход на ключевые высотные отметки и т.д.).

Наилучшие результаты при решении как первой, так и второй задачи дает комплексный учет факторов, определяемых и в конструктивно-машиностроительной части, и в части открытой геотехнологии [2].

История разработки и применения ЦПТ в России насчитывает десятки лет [3, 4]. Однако опыт был сосредоточен в основном на стационарных комплексах, а проводившиеся многочисленные исследования и опытно-конструкторские работы по передвижным и мобильным дробильно-перегрузочным установкам (ДПУ) не привели к распространению их применения.

Требование времени – применение ДКК с сокращенной продолжительностью возведения и возможностью наращивания конвейерной линии в процессе разработки с переносом ДПУ. С точки зрения конструкции ДКК эта задача решается применением в качестве несущих конструкций металла, с возможностью частичной разборки, переноса и повторной сборки. При этом наибольшую проблему составляет создание таких комплексов для мощных рудных карьеров, особенно с прочными горными породами, поскольку в столь тяжелых условиях эксплуатации одновременно действуют высокие требования как к производительности, так и к надежности ДПУ.

Задачей представленных работ является обоснование принципов выбора конструктивных параметров дробильно-перегрузочных установок, обеспечивающих высокую производительность и надежность в сложных горно-геологических условиях эксплуатации.

Такая задача в научно-техническом плане решена ПАО «Уралмашзавод» совместно с ИГД УрО РАН в рамках научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ с выводом разработки ДПУ на стадию внедрения [5]. Металлоконструкции и основное оборудование разработаны и произведены в России.

#### *Описание полученных результатов*

Многообразие горно-геологических и горно-технологических условий разработки месторождений определяет существенный диапазон вариантов технических требований к ДПУ. Поэтому в рамках ряда НИОКР рассматривались разные типы и компоновки ДПУ: самоходные на базе как роторных, щековых и конусных дробилок [2], передвижные (полустационарные) на базе щековых и конусных дробилок [6], стационарные также на базе разных дробилок. Систематизация условий их применения приведена в табл. 1.

Таблица 1

## Систематизация условий применения ДПУ разных типов для эксплуатации в составе ДКК

Тип ДПУ	Тип дробилки и количество	Условия применения			Особенности конвейерного комплекса	Стадия внедрения
		Технология	Высота встраивания, м	Производительность ДПУ		
Самоходная	ЩДП-15х21У (1 шт.)	Поточная технология разработки месторождения	–	Q<4-5 млн т/год**	Ленточный: С / Т*	Опытно-промышленный образец [2]
	ККД-1200 (1 шт.)		–	Q=6-8 млн т/год**	Ленточный: Т	Эскизный проект
	ККД-1500/180 (1 шт.)		–	Q=10-15 млн т/год**		
Полустационарная	ЩДП-15х21У (1 шт.)	Циклично-поточная с ленточными конвейерами до 18°	15-17	Q<6-7 млн т/год	Ленточный: С / Т*	Эскизный проект
	ККД-1200 (1 шт.)		20-25	Q=8-12 млн т/год	Ленточный: Т	Промышленный образец в стационарном исполнении
	ККД-1500/180 (1 шт.)		22-30	Q=10-30 млн т/год		Промышленный образец
	ККД-1500/230 (1 шт.)		28-32	Q=25-35(45) *** млн т/год		
Комплексная двухстадийная полустационарная	ККД-1500/180 (1 шт.) + КСД-3000 (2 шт.)	Циклично-поточная технология с ленточными или крутонаклонными конвейерами	40-45	Q=10-25 млн т/год	Ленточный либо крутонаклонный (с прижимной лентой или трубчатый)	Эскизный проект
	ККД-1500/230 (1 шт.) + КРД700/100 (2-3 шт.)		48-50	Q=25-35*** млн т/год		Эскизный проект

\* С – конвейеры средней серии, Т – конвейеры тяжелой серии. Конвейеры средней серии применимы при переработке руд малой и средней крепости и невысокой абразивности.

\*\* Пониженная производительность связана с ухудшением условий загрузки и выпуска руды из дробилки ввиду прямой разгрузки на передаточный конвейер.

\*\*\* В скобках указана достижимая производительность при минимизации простоев по горно-технологическим и организационным причинам, а также относительно ритмичной организации работы сборочного звена транспорта.

Отметим, что в последние годы повышается интерес к мобильным (передвижным) дробильным и дробильно-сортировочным комплексам среднего и малого класса для рудных материалов. Их задача – переработка руды в непосредственной близости от забоя или на возможно близком от него расстоянии на площадке в карьере или на его борту для последующего:

- либо предобогащения путем отделения в сухом виде от вскрышных пород;
- либо сортировки руд, которая должна осуществляться в дробленом состоянии;
- либо вовлечения дробленой руды в технологический процесс, осуществляемый также на передвижных установках или на отдельных линиях обогатительного производства по временной либо периодически применяемой схеме.

В этом направлении также отечественными машиностроительными предприятиями ведется разработка технологических схем и компоновок оборудования.

Одними из наиболее сложных являются высокопроизводительные полустационарные ДПУ, которые должны иметь прочные несущие металлоконструкции в своем составе и обеспечивать возможность их перемещения в процессе эксплуатации 1–3 раза, притом что оборудование должно быть мощным, надежным, обеспечивать ритмичную работу в тяжелых условиях горного производства непосредственно в карьере. За последние 5 лет реализовано 2 таких проекта: ДПУ-7200 – на Михайловском ГОКе производительностью 7200 т/ч (рис. 1) [5] и ДПУ-6500 – на Алмалыкском ГМК производительностью 6500 т/ч (рис. 2) [7, 8]. Обе установки реализованы на базе конусной дробилки ККД-1500 с прямой загрузкой из приемного бункера (работает под завалом).

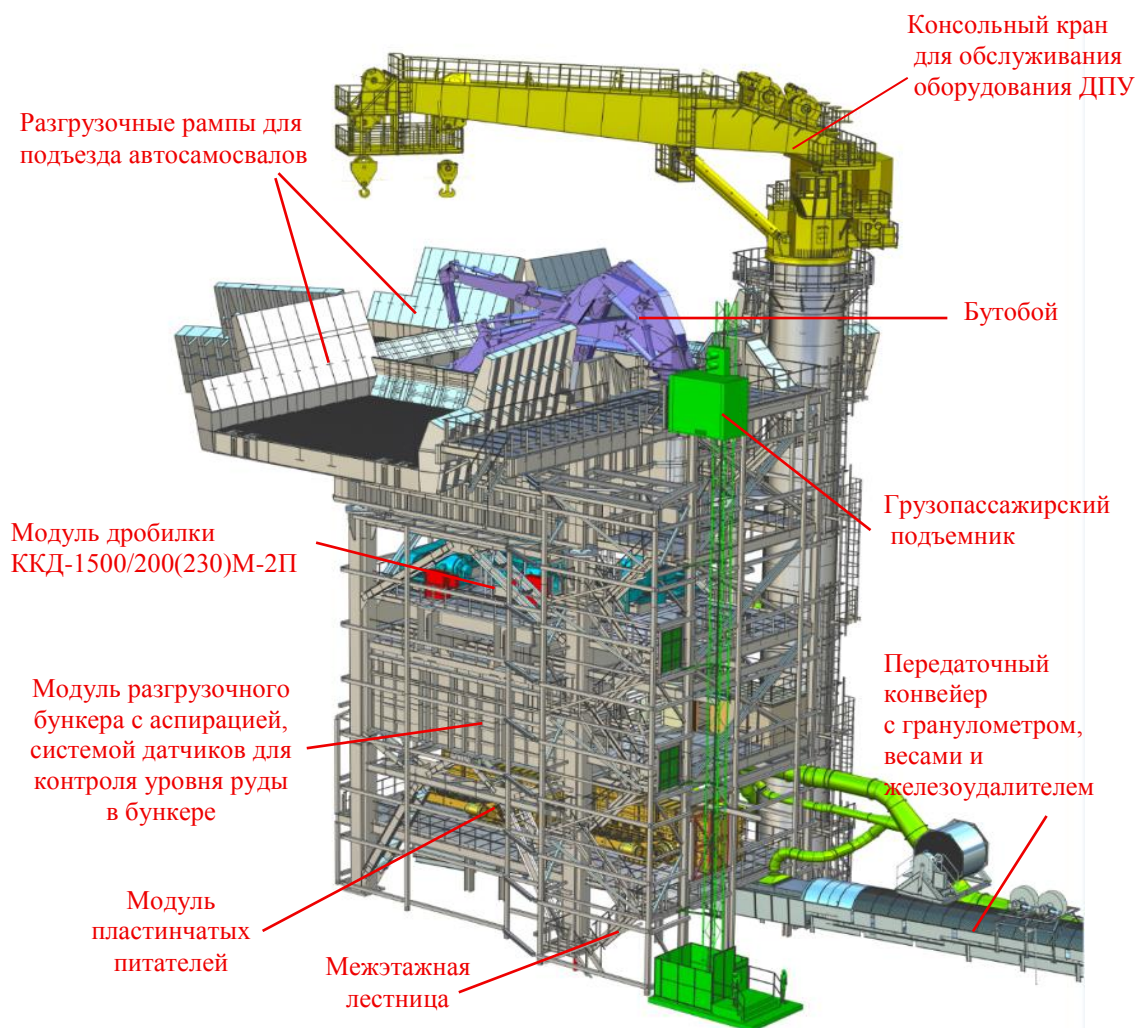


Рис. 1. Общий вид высокопроизводительной ДПУ-7200 для переработки крепких высокоабразивных руд [5]



В ходе НИОКР ставилась задача поиска рациональных конструктивных решений, обеспечивающих достижение заданных высоких технологических показателей ДПУ в условиях ограничений, накладываемых горно-технологическими условиями. Это потребовало проведения ряда исследований [9 – 11] как методом перебора конструктивных вариантов, так и методами математического и имитационного компьютерного моделирования.

В ходе такого междисциплинарного горно-технологического и конструктивно-машиностроительного похода выявлен целый ряд особенностей, описанных ниже.

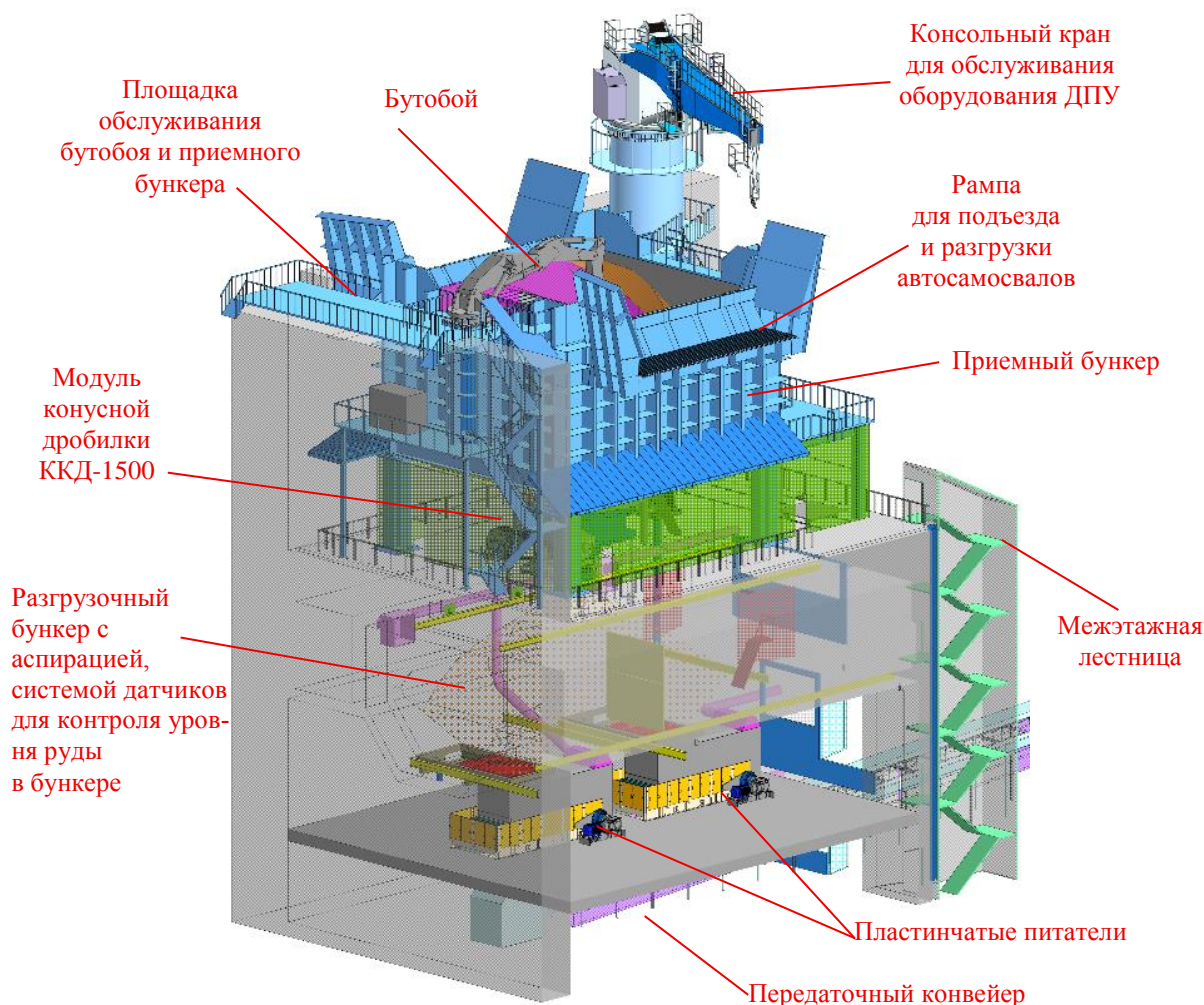


Рис. 2. Компоненка высокопроизводительной ДПУ-6500  
(нижняя часть выполнена на опорных железобетонных конструкциях)

В научно-технической и справочной литературе, например в [12, 13], не приводятся указания и методики конструктивно-технологической оптимизации бункеров для применения в составе дробильных и дробильно-перегрузочных установок рудных горнодобывающих предприятий, которые бы учитывали габаритные ограничения, количество и расположение мест загрузки, динамику течения разнофракционного рудного материала при загрузке и выпуске. Установлено, что определенная по упрощенным [12, 14 – 16] или специализированным [17] методикам технологическая вместимость должна проверяться и при необходимости корректироваться с учетом геометрических и конструктивных ограничений, накладываемых количеством мест разгрузки и задачами обеспечения прочности несущих металлоконструкций. Поэтому в ходе НИОКР разработаны специализированные алгоритмы и методические подходы для решения таких задач как для приемного, так и для разгрузочного (накопительного) бункера, например

описанных в [9]. Задачи решались на основе компьютерного геометрического моделирования, а также имитационных математических и компьютерных моделей [10].

Производительность ДПУ во многом зависит от правильной организации загрузки. Расчеты показали, что она определяется рациональным соотношением следующих параметров ДПУ:

- количество мест разгрузки;
- грузоподъемность разгружаемых автосамосвалов;
- размеры приемного бункера и его фактическая заполняемость, которая в отличие от геометрической вместимости определяется также расположением мест разгрузки, формой бункера и физико-механическими свойствами горной массы;
- производительность дробилки.

Исследования показали, что для современных карьерных автосамосвалов большой грузоподъемности (160 – 240 т) в большинстве случаев достаточно двух разгрузочных мест, даже для высокопроизводительных ДПУ. Так, на рис. 3 видно, что при грузоподъемности автосамосвалов порядка 130 – 140 т для обеспечения часовой интенсивности загрузки на уровне 6000 – 7000 т/ч достаточно двух мест разгрузки (пересечение графиков). При грузоподъемности более 280 т достаточно одного разгрузочного места. Однако с учетом фактической неравномерности прибытия автосамосвалов, как правило, на ДПУ целесообразно иметь 2 разгрузочных места. Наличие третьего разгрузочного места может снижать простои автосамосвалов в ожидании разгрузки при большой неравномерности их прибытия, однако влечет существенное увеличение размеров приемного бункера из-за необходимости обеспечить безопасные расстояния между автосамосвалами на смежных местах разгрузки. Также ухудшаются условия заполняемости бункера при увеличении его в ширину, как показано в [9], что требует наращивания высоты для обеспечения требуемой вместимости. А учитывая, что для возможности принять руду одновременно из трех самосвалов и хранить ее по мере переработки дробилкой необходимо увеличивать вместимость бункера, расчетная высота бункера растет быстрыми темпами.

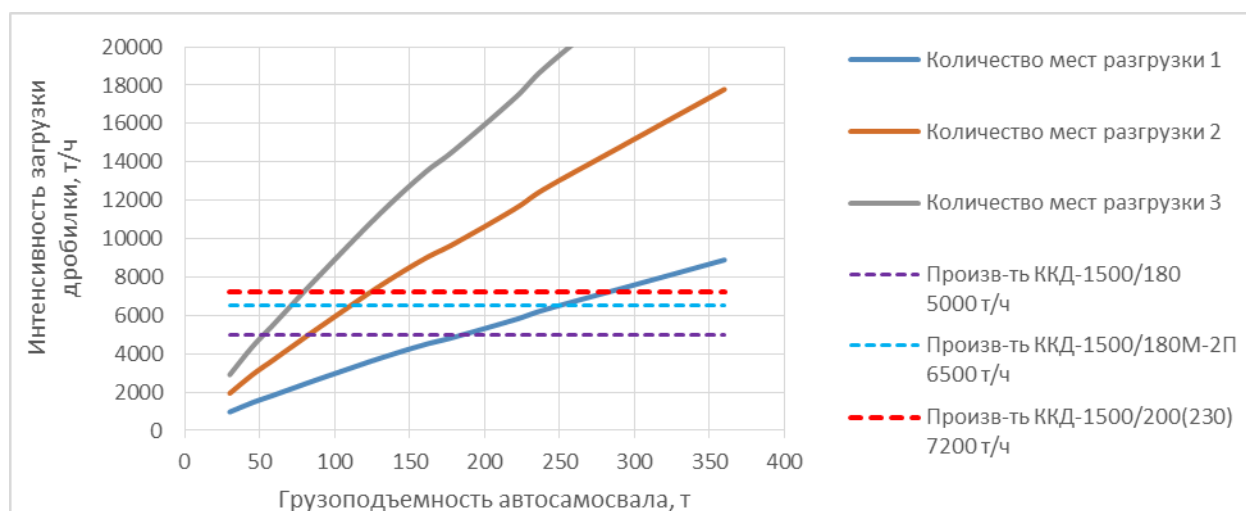


Рис. 3. Сопоставление часовой интенсивности загрузки приемного бункера ДПУ и его опорожнения дробилкой в зависимости от грузоподъемности автосамосвалов и количества разгрузочных мест

Проработка вариантов конструкций показала, что при переработке высокоабразивных прочных руд (прочность при одноосном сжатии более 12 – 15 МПа, абразивность > 0,45– 0,50 по Бонду) прием руды в бункерах необходимо осуществлять на рудную подушку (самофутеровку), поскольку износ металлических частей, подвергаю-

щихся ударно-абразивному износу, вызывает больше затрат, связанных с более частыми ремонтами, чем увеличение металлоемкости несущих конструкций.

В компоновке ДПУ-6500 и ДПУ-7200 принята схема опорожнения разгрузочного (накопительного) бункера с двумя пластинчатыми питателями. Геометрическими и технологическими расчетами установлено, что наиболее компактной в этом случае является схема с последовательным размещением питателей вдоль передаточного конвейера. Применение двух питателей позволяет:

- организовать щадящую для ленты конвейера загрузку руды (большой поток руды разделяется на две течи);
- резервировать систему по надежности (при остановке одного из питателей для обслуживания и ремонта второй ускоряется до повышенной производительности, и ДПУ продолжает стабильную работу).

Центральным элементом ДПУ является дробилка, от стабильности ее работы зависит производительность всего ДКК. По горно-геологическим условиям месторождений определяется технология подготовки горных пород к выемке, однако с учетом технико-экономических ограничений, как правило, нецелесообразно поддерживать строго нормированный гранулометрический состав горной массы, подаваемой после взрывной подготовки выемочно-погрузочными машинами в транспорт. Поэтому фракционный состав варьируется от месторождения к месторождению и в ряде случаев существенно различается. Так, фактические данные, приведенные на рис. 4 для двух реальных горно-обогажительных комбинатов, показывают, что на ГОКе № 1 «центр масс» смещен в сторону средних и крупных фракций, а на ГОКе № 2 – в сторону мелких фракций, а также наблюдается большее количество особо крупных кусков.

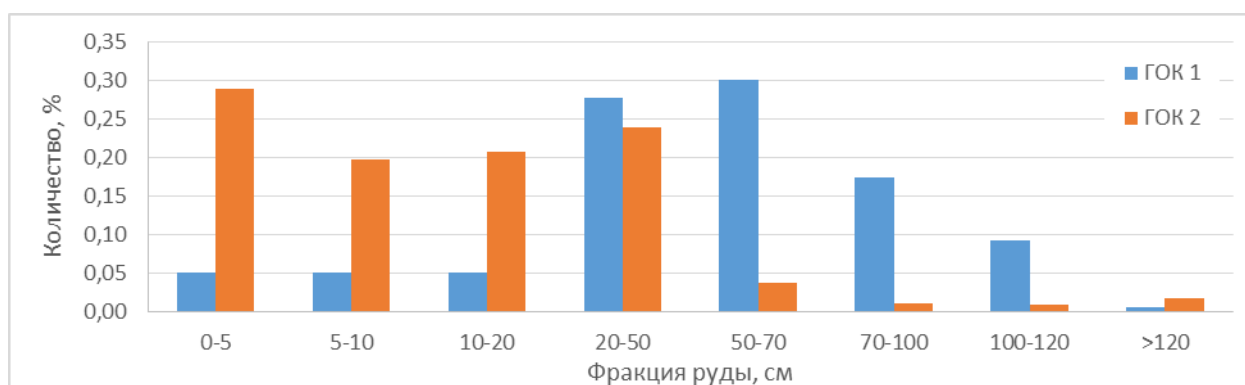


Рис. 4. Сопоставление фракционного состава руды, поставляемой на ДПУ, для разных ГОКов

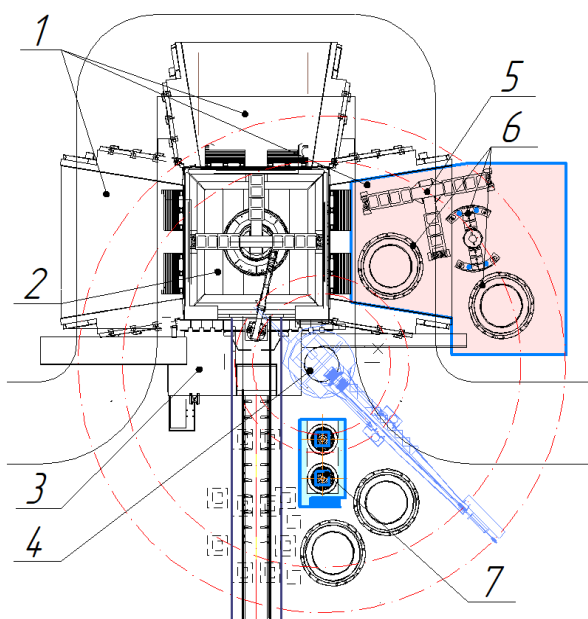
Следовательно, для ДКК, базирующихся на единственной дробилке, с целью достижения высокой производительности необходимо оптимизировать ее параметры, в том числе камеру дробления, под физико-механические и гранулометрические характеристики перерабатываемой горной массы.

В отечественной практике имеется положительный опыт разработки камер дробления для высокопроизводительных дробилок ККД-1500, адаптированных под специфические горно-геологические условия [18]. Их опытно-промышленная эксплуатация подтверждает как повышение производительности, так и достижение заданной крупности продукта. При этом конструктивно обеспечивается увеличение толщины брони в зонах наиболее интенсивного износа, что позволяет увеличить срок их службы и, как следствие, повысить коэффициент технической готовности дробилки в целом. Указанные наработки положены в основу при создании дробильно-перегрузочных установок «ДПУ-6500» и «ДПУ-7200».

Дробильно-перегрузочная установка является горно-технологическим объектом, поэтому при выборе ее параметров и компоновки должен учитываться комплекс технологических, эксплуатационных факторов и схема встраивания в горную выработку (уступ). С этой целью конструкция ДПУ должна обладать модульностью: в зависимости от технологических задач и конкретной конфигурации перегрузочного пункта ДПУ формируется из типовых модулей загрузки, приемного бункера, дробилки, разгрузочного бункера, питателей, передаточного конвейера, крана, ремонтной зоны и др.

На рис. 5 приведены варианты компоновки ДПУ, определяемые схемой размещения в уступе (прежде всего, количеством мест разгрузки автосамосвалов) и требованиями к организации ремонтной зоны. Видно, что при использовании двух подъездных рамп возможна установка консольного крана с тыльной стороны ДПУ, что позволяет обеспечить ремонт узлов полностью на верхней площадке и упростить его организацию. В то же время вариант 5а позволяет перемещать крупногабаритные узлы на нижнюю площадку уступа, что благоприятно при размещении вблизи ДПУ ремонтного цеха (особенно в холодном климате), поскольку установка цеха на верхнем уровне затруднительна из-за близости к потоку большегрузного технологического автотранспорта.

а) С ремонтом узлов на верхней и нижней площадках



б) С ремонтом узлов на верхней площадке

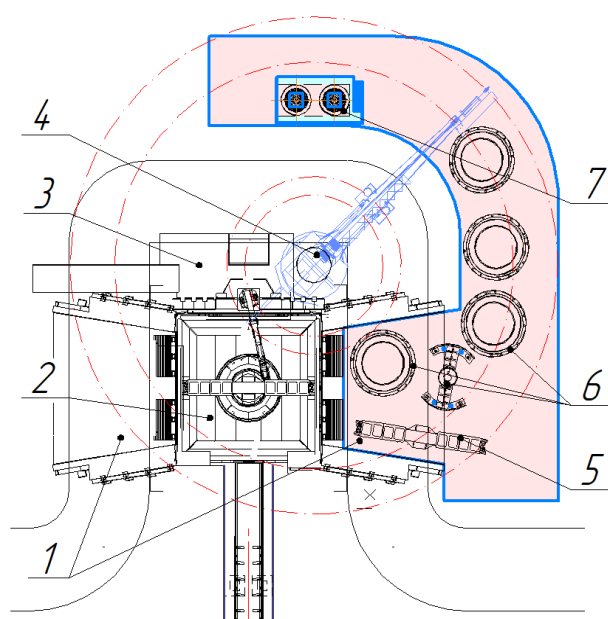


Рис. 5. Варианты компоновки ДПУ при разных схемах организации ремонтной зоны:

1 – рампы; 2 – бункер приемный; 3 – площадка бутобоя; 4 – кран консольный;  
5 – балка-рассекатель; 6 – узлы дробилки; 7 – стенд конусов

Современный уровень развития средств автоматизации позволяет обеспечить решение задач комплексной автоматизации работы дробильно-перегрузочной установки. Например, оборудование ДПУ многодатчиковой системой контроля уровня руды в бункерах обеспечивает возможность контроля равномерности их заполнения и правильности подаваемого потока в дробилку за счет автоматического управления светодатчиками приемного бункера, сохранения защитных рудных подушек (например, на плотине пластинчатых питателей). Применение гранулометра при контроле входного потока руды позволяет заблаговременно отследить негабаритные куски и предотвратить их попадание в приемный бункер и дробилку, исключить простои ДПУ на разрушение негабаритов. Использование гранулометра выходного потока позволяет контролиро-



вать и регулировать степень дробления за счет внедрения системы автоматического регулирования размера разгрузочной щели дробилки.

Это позволяет:

- повысить безопасность и улучшение условий труда персонала, в т.ч. за счет переноса рабочих мест операторов на расстояние в вибрoneзависимое шумоизолированное помещение за пределами ДПУ;
- свести к минимуму необходимость воздействий персонала на работу оборудования, что в конечном итоге обеспечивает снижение необходимого количества дежурного персонала;
- улучшить технологические показатели работы ДПУ за счет более точного управления технологическим процессом при учете большого количества параметров и ограничений в сравнении с ручным управлением оператором;
- создать основу для ресурсосберегающего управления оборудованием ДПУ, в т. ч. за счет более равномерного распределения рудных потоков и достижения более равномерного износа частей машин, и, как следствие, максимального приближения межремонтного интервала к расчетному сроку службы быстроизнашиваемых узлов и деталей, а также за счет исключения прогнозируемых сверхнормативных нагрузок.

В итоге разработанные конструктивно-технические и компоновочные решения по ДПУ должны проверяться по комплексу взаимосвязанных критериев:

- а) соответствие технологическим требованиям, предъявляемым к ДПУ под конкретный объект горных работ, по набору строгих значений параметров (количественных или качественных);
- б) наибольшее приближение основных параметров к заданным технологическим требованиям, допускающим отклонение в заданном диапазоне; при этом предпочтительны те варианты, которые имеют лучшие относительно заданных значений показатели;
- в) минимум стоимости;
- г) минимум металлоемкости.

В данной системе критериев варианты, не отвечающие п. «а», отбрасываются, а остальные могут отбираться с учетом следующих подходов:

- рассматриваются последовательно в соответствии с иерархической значимостью сначала более значимые критерии, затем менее значимые, при этом на каждом более низком уровне рассматриваются только те варианты, которые признаны наилучшими либо равнозначными на более высоком уровне;
- критерии ранжируются экспертно с присвоением весовых коэффициентов, и для каждого конструктивного варианта ДПУ рассчитывается соответствующий ранговый показатель по сумме значений критериев, наилучший вариант выбирается по максимуму рангового показателя.

Выбор того или иного подхода к выбору наилучшей конструкции ДПУ осуществляется в каждом конкретном случае индивидуально. При этом первый подход целесообразнее при относительно небольшом количестве конструктивных вариантов, относительно небольшом количестве оцениваемых параметров и наличии явных оснований четко ранжировать критерии. Второй подход, хотя более универсален и «объективен», особенно в условиях большого количества качественно описываемых параметров, однако более трудоемок. Для решения особо сложных задач второй подход может быть реализован с применением математического аппарата нечеткой логики.

Для задач, в которых набор технологических требований к ДПУ задан строго (без возможности отклонения), вариативность оборудования, включаемого в состав ДПУ, невелика, а изготовление предусматривается одним заводом-изготовителем, металлоемкость и стоимость имеют тесную взаимосвязь. В этих условиях выбор рационального варианта в первом приближении может осуществляться по металлоемкости.

На рис. 6 приведено сравнение компоновочных вариантов полустационарной ДПУ на несущих металлоконструкциях производительностью 7200 т/ч по критерию металлоемкости. Разгрузочные ramпы во всех вариантах рассчитаны на автосамосвалы грузоподъемностью 240 т. Дробилка – ККД-1500/200, пластинчатые питатели тяжелого типа. Насыпная плотность руды – 2,5 т/м<sup>3</sup>. Видно, что варианты компоновки с двумя разгрузочными местами менее металлоемки, при этом обеспечивают достаточный уровень надежности.

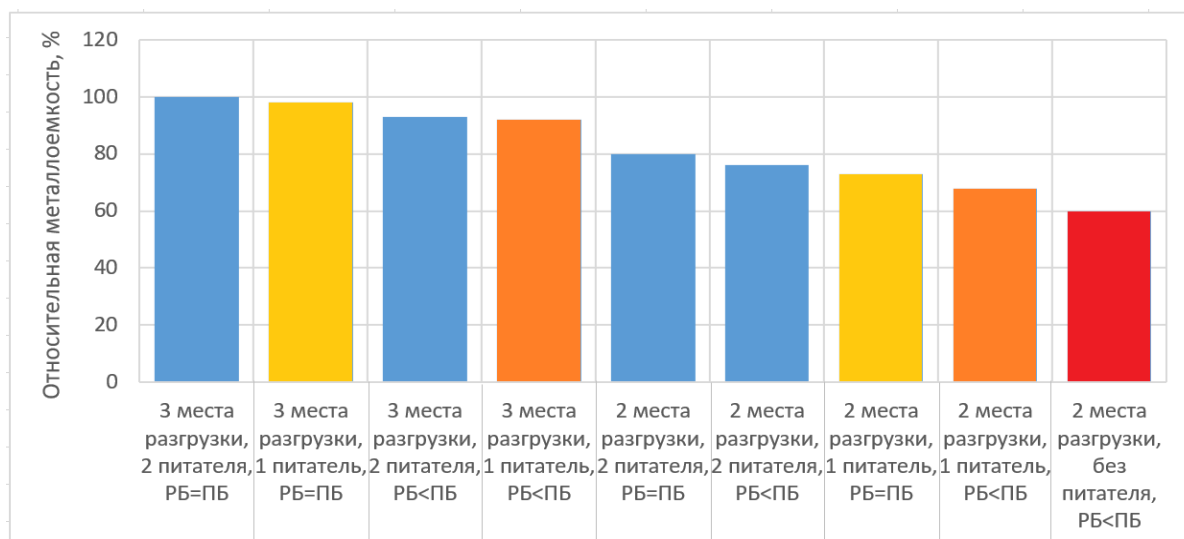


Рис. 6. Ранжирование компоновочных вариантов ДПУ по металлоемкости: Градациями красного цвета от светлого к темному показано увеличение риска необеспечения эксплуатационной надежности.

РБ=ПБ – вместимость разгрузочного бункера равна приемному;  
РБ<ПБ – вместимость разгрузочного бункера заметно меньше приемного;  
«2 питателя» – количество пластинчатых питателей, выгружающих руду из разгрузочного бункера на конвейер

### Выводы

Установлены принципы рационального по металлоемкости проектирования высокопроизводительных полустационарных дробильно-перегрузочных установок:

1. Предпочтительно предусматривать 2 разгрузочных места у приемного бункера, расположенных противоположно-симметрично.

2. При выборе параметров приемного бункера следует учитывать соотношение его ширины и высоты при определении заполняемости по конкретной конфигурации разгрузочных мест и применяемых в технологическом процессе автосамосвалов. Вместимость бункера должна оптимизироваться с учетом параметров входного потока руды (автосамосвалов), производительности дробилки и металлоемкости бункера.

3. Разгрузочный бункер должен иметь достаточную вместимость для компенсации колебаний производительности дробилки с учетом варьирования фракционного состава горной массы, поставляемой на ДПУ, а также вмещать объем горной массы из приемного бункера в случае остановки конвейеров (определяется по результатам имитационного моделирования и/или вероятностных расчетов). Предпочтительно оптимизировать форму и вместимость разгрузочного бункера совместно с оптимизацией формы и вместимости приемного бункера на основе имитационного компьютерного моделирования с учетом производительности дробилки и системы конвейеров.

4. Компоновка ДПУ должна обеспечивать зоны обслуживания оборудования и металлоконструкций ДПУ, согласующиеся со схемой встраивания ДПУ в горную разработку с учетом перемещения крупногабаритных узлов при обслуживании и ремонте.



### Список литературы

1. Яковлев В.Л., 2021. Методологические основы стратегии инновационного развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5-1, С. 6-18.
2. Журавлев А.Г., Семенкин А.В., Черепанов В.А. [и др.], 2022. Задачи развития перспективных циклично-поточных технологий для глубоких карьеров. *Горная промышленность*, № S1, С. 53-62. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62. EDN RPPEIQ.
3. Глебов А.В., Семенкин А.В., Кармаев Г.Д., Берсенев В.А., 2017. Эффективность применения циклично-поточной технологии при разработке Актогайского месторождения меди. *Горное оборудование и электромеханика*, № 3(130), С. 12-16. EDN YPHVVB.
4. Решетняк С.П., Авраамова Н.С., 2022. Обоснование и реализация рациональных технологических схем автомобильно-конвейерного транспорта скальных горных пород для глубоких карьеров. *Рациональное освоение недр*, №1, С. 32-39.
5. Исмаилов Р.И., Журавлёв А.Г., Фурин В.О., 2024. Проектирование современных российских дробильно-перегрузочных установок для комплексов ЦПТ. *Горная промышленность*, № 3, С. 48-55. DOI: 10.30686/1609-9192-2024-3-48-55.
6. Осадчий А.М., Фурин В.О., Холодков А.А., 2013. Полустационарные дробильно-перегрузочные установки Уралмашзавода. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 11, С. 158-161.
7. УЗТМ начал поставку оборудования для Алмалыкского ГМК. *Портал журнала «Горная промышленность». Новости*. URL: <https://mining-media.ru/ru/news/17392-uztm-nachal-postavku-oborudovaniya-dlya-almalykskogo-gmk> (дата обращения 11.09.2025).
8. Андрюшенков Д., Вержлобович А., 2024. Во глубине узбекских руд. *За тяжёлое машиностроение*, № 2, с. 4-5.
9. Чендырев М.А., Журавлев А.Г., 2022. Рационализация геометрических параметров приемных бункеров дробилок ККД при автомобильном транспорте. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5-1, С. 158-170. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_51\_0\_158.
10. Журавлёв А.Г., Кардашин Е.Д., 2024. Особенности моделирования работы дробильно-перегрузочной установки при оптимизации её конструктивно-технологических параметров. *Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство*, № 24, С. 112-121. DOI: 10.26160/2658-3305-2024-24-112-121.
11. Журавлев А.Г., 2024. К вопросу о применении защитных решеток на приемных бункерах дробильно-перегрузочных установок. *Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство*, № 26, С. 119-126. DOI: 10.26160/2658-3305-2024-26-119-126.
12. *Руководство по расчету и проектированию железобетонных, стальных и комбинированных бункеров*. Москва: Стройиздат, 1983, 200 с.
13. Зенков Р.Л., Гриневич Г.П., Исаев В.С., 1977. *Бункерные устройства*. Москва: Машиностроение, 225 с.
14. Баталов А.П. Кремчеев Э.А., 2008. Расчет нагрузок на стены бункеров цилиндрической формы. *Записки горного института*, Том. 178, С. 31-34.
15. Eduardo Rojas, Víctor Vergara, Rodrigo Soto, 2019. *Case study: Discrete element modeling of wear in mining hoppers*. *Wear*, Volumes 430–431, P. 120-125, ISSN 0043-1648. doi.org/10.1016/j.wear.2019.04.020.
16. Megan Danczyk, Tom Meaclem, Maral Mehdizad, Daniel Clarke, Petrik Galvosas, Luke Fullard, Daniel Holland, 2020. Influence of contact parameters on Discrete Element method (DEM) simulations of flow from a hopper: *Comparison with magnetic resonance imaging (MRI) measurements*. *Powder Technology*, Volume 372, P. 671-684. doi.org/10.1016/j.powtec.2020.06.002.

17. Юдин А.В., Шестаков В.С., Сайтов В.И., Абдулкаримов М.К., 2020. К определению вместимости бункера в составе перегрузочной системы при комбинированном транспорте. *Известия вузов. Горный журнал*, № 4, С. 99-112.
18. Липатов А.Г. Фурин В.О., Холодков А.А., Журавлёв А.Г., 2023. Инновационные решения в повышении эффективности крупного дробления на железорудных горно-обогатительных комбинатах. *Горная промышленность*, № 3, С.93-100. DOI 10.30686/1609-9192-2023-3-93-100

### References

1. Yakovlev V.L., 2021. Metodologicheskie osnovy strategii innovatsionnogo razvitiya gornotekhnicheskikh sistem pri osvoenii glubokozalegayushchikh mestorozhdenii [Methodological foundations of the strategy of innovative development of mining engineering systems in the development of deep-lying deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5-1, P. 6-18.
2. Zhuravlev A.G., Semenkin A.V., Cherepanov V.A. [i dr.], 2022. Zadachi razvitiya perspektivnykh tsiklichno-potochnykh tekhnologii dlya glubokikh kar'ero [Tasks of developing promising cyclic-flow technologies for deep quarries]. *Gornaya promyshlennost'*, № S1, P. 53-62. DOI 10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62. EDN RPPEIQ.
3. Glebov A.V., Semenkin A.V., Karmaev G.D., Bersenev V.A., 2017. Effektivnost' primeneniya tsiklichno-potochnoi tekhnologii pri razrabotke Aktogaiskogo mestorozhdeniya medi [Effectiveness of the use of cyclic-flow technology in the development of the Aktogay copper deposit]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika*, № 3(130), P. 12-16. EDN YPHVVB.
4. Reshetnyak S.P., Avraamova N.S., 2022. Obosnovanie i realizatsiya ratsional'nykh tekhnologicheskikh skhem avtomobil'no-konveiernogo transporta skal'nykh gornykh porod dlya glubokikh kar'ero [Substantiation and implementation of rational technological schemes for automotive conveyor transportation of rocks for deep quarries]. *Ratsional'noe osvoenie nedr*, №1, P. 32-39.
5. Ismagilov R.I., Zhuravlev A.G., Furin V.O., 2024. Proektirovanie sovremennykh rossiiskikh drobil'no-peregruzochnykh ustanovok dlya kompleksov TsPT [Design of modern Russian crushing and transshipment facilities for CPT complexes]. *Gornaya promyshlennost'*, № 3, P. 48-55. DOI: 10.30686/1609-9192-2024-3-48-55.
6. Osadchii A.M., Furin V.O., Kholodkov A.A., 2013. Polustatsionarnye drobil'no-peregruzochnye ustanovki Uralskogo zavoda [Semi-stationary crushing and transshipment plants of Uralskaya GOK]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 11, P. 158-161.
7. UZTM nachal postavku oborudovaniya dlya almalykskogo gmk [UZTM has started supplying equipment to almalyk mmc]. Portal zhurnala "Gornaya promyshlennost". Novosti. URL: <https://mining-media.ru/ru/news/17392-uztm-nachal-postavku-oborudovaniya-dlya-almalykskogo-gmk> (data obrashcheniya 11.09.2025).
8. Andryushenkov D., verzhlovich A., 2024. Vo glubine Uzbekskikh rud . [In the depths of Uzbek ores.] *Za tyazheloe mashinostroenie*, № 2, P. 4-5.
9. Chendyrev M.A., Zhuravlev A.G., 2022. Ratsionalizatsiya geometricheskikh parametrov priemnykh bunkerov drobilok KKD pri avtomobil'nom transporte [Rationalization of the geometric parameters of the receiving bunkers of KKD crushers in automobile transport]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5-1, P. 158-170. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_51\_0\_158.
10. Zhuravlev A.G., Kardashin E.D., 2024. Osobennosti modelirovaniya raboty drobil'no-peregruzochnoi ustanovki pri optimizatsii ee konstruktivno-tekhnologicheskikh parametrov [Features of modeling the operation of a crushing and transshipment plant while optimizing its structural and technological parameters]. *Transportnoe, gornoe i stroitel'noe mashinostroenie: nauka i proizvodstvo*, № 24, P. 112-121. DOI: 10.26160/2658-3305-2024-24-112-121.

11. Zhuravlev A.G., 2024. K voprosu o primenении zashchitnykh reshetok na priemnykh bunkerakh drobil'no-peregruzochnykh ustanovok [On the issue of the use of protective grids on the receiving bunkers of crushing and transshipment plants]. *Transportnoe, gornoe i stroi-tel'noe mashinostroenie: nauka i proizvodstvo*, № 26, P. 119-126. DOI: 10.26160/2658-3305-2024-26-119-126.
12. Rukovodstvo po raschetu i proektirovaniyu zhelezobetonnykh, stal'nykh i kombinirovannykh bunkerov [Guidelines for the calculation and design of reinforced concrete, steel and combined bunkers]. Moscow: Stroiizdat, 1983, 200 p.
13. Zenkov R.L., Grinevich G.P., Isaev V.S., 1977. Bunkernye ustroistva [Bunker facilities]. Moscow: Mashinostroenie, 225 p.
14. Batalov A.P. Kremcheev E.A., 2008. Raschet nagruzok na steny bunkerov tsi-lindrokonicheskoi formy [Calculation of loads on the walls of cylindrical-conical bunkers]. *Zapiski gornogo instituta*, Vol. 178, P. 31-34.
15. Eduardo Rojas, Víctor Vergara, Rodrigo Soto, 2019. Case study: Discrete element modeling of wear in mining hoppers. *Wear*, Volumes 430–431, P. 120-125, ISSN 0043-1648. doi.org/10.1016/j.wear.2019.04.020.
16. Megan Danczyk, Tom Meaclem, Maral Mehdizad, Daniel Clarke, Petrik Galvosas, Luke Fullard, Daniel Holland, 2020. Influence of contact parameters on Discrete Element method (DEM) simulations of flow from a hopper: Comparison with magnetic resonance imaging (MRI) measurements. *Powder Technology*, Volume 372, P. 671-684. doi.org/10.1016/j.powtec.2020.06.002.
17. Yudin A.V., Shestakov V.S., Saitov V.I., Abdulkarimov M.K., 2020. K opredeleniyu vmestimosti bunkera v sostave peregruzochnoi sistemy pri kombinirovannom transporte [On determination of the capacity of the bunker as part of the transshipment system for combined transport]. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*, № 4, P. 99-112.
18. Lipatov A.G. Furin V.O., Kholodkov A.A., Zhuravlev A.G., 2023. Innovatsionnye resheniya v povyshenii effektivnosti krupnogo drobleniya na zhelezorudnykh gorno-obogatitel'nykh kombinatakh [Innovative solutions in increasing the efficiency of large-scale crushing at iron ore mining and processing plants]. *Gornaya promyshlennost'*, № 3, S.93-100. DOI 10.30686/1609-9192-2023-3-93-100.



## СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 622.83:622.28

**Балек Александр Евгеньевич**,  
доктор технических наук,  
ведущий научный сотрудник,  
лаборатория геомеханики  
подземных сооружений,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58,  
e-mail: [balek@igduran.ru](mailto:balek@igduran.ru)

**Коптяков Дмитрий Александрович**,  
научный сотрудник,  
лаборатория геомеханики  
подземных сооружений,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [koptyakov\\_d@mail.ru](mailto:koptyakov_d@mail.ru)

**Масальский Николай Александрович**,  
лаборант, лаборатория  
геомеханики подземных сооружений,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [nmasalskiy01@mail.ru](mailto:nmasalskiy01@mail.ru)

**Прищепа Дмитрий Вячеславович**,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория геомеханики подземных  
сооружений,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [prishchepaDV@yandex.ru](mailto:prishchepaDV@yandex.ru)

**Харисов Тимур Фаритович**,  
заведующий лабораторией  
геомеханики подземных сооружений,  
Институт горного дела УрО РАН,  
e-mail: [timur-ne@mail.ru](mailto:timur-ne@mail.ru)

#### **АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАГРУЗОК НА КРЕПЬ В УСЛОВИЯХ ЗАПРЕДЕЛЬНОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА\***

##### *Аннотация:*

Статья посвящена анализу методов расчета крепи подземных горных выработок в условиях предельного напряженно-деформированного состояния массива. Рассматриваются ключевые факторы, влияющие на устойчивость выработок: геомеханические свойства пород, горное давление, зоны разрушения и дилатансионные процессы. Особое внимание уделено аналитическим моделям (Феннера, Лабасса, Либермана, Шашенко, Литвинского и др.), используемым для прогнозирования параметров крепи.

Показано, что традиционные методы, основанные на упрощенных статических моделях, не учитывают реальное напряженно-деформированное состояние массива, что приводит к завышению коэффициентов запаса и ограничивает их применение в сложных горно-геологических условиях. Подчеркивается важность учета дилатансии, временных и пространственных изменений прочности пород, а также взаимодействия крепи с массивом.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.059

**Balek Alexander E.**  
Doctor of Technical Sciences,  
Leading Researcher,  
Laboratory of geomechanics  
of underground structures,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg,  
e-mail: [balek@igduran.ru](mailto:balek@igduran.ru)

**Koptyakov Dmitry A.**  
Researcher,  
Laboratory of geomechanics  
of underground structures,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [koptyakov\\_d@mail.ru](mailto:koptyakov_d@mail.ru)

**Masalsky Nikolay A.**  
Laboratory assistant, Laboratory  
of geomechanics of underground structures,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [nmasalskiy01@mail.ru](mailto:nmasalskiy01@mail.ru)

**Prishchepa Dmitry V.**  
Senior Researcher,  
Laboratory of geomechanics  
of underground structures,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [prishchepaDV@yandex.ru](mailto:prishchepaDV@yandex.ru)

**Kharisov Timur F.**  
Head of the Laboratory  
of geomechanics of underground structures,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [timur-ne@mail.ru](mailto:timur-ne@mail.ru)

#### **ANALYSIS OF METHODS FOR DETERMINING THE LOADS ON THE SUPPORT IN CONDITIONS OF EXTREME STRESS-STRAIN STATE OF THE ARRAY**

##### *Abstract:*

The article analyzes methods for calculating support systems in underground mine workings under conditions of limit-state stress-strain behavior of rock mass. Key factors affecting excavation stability are examined, including geomechanical properties of rocks, rock pressure, failure zones, and dilatancy processes. Particular attention is given to analytical models (by Fenner, Labasse, Liberman, Shashenko, Litvinsky, etc.) used for support parameter prediction.

The study demonstrates that traditional methods based on simplified static models fail to account for actual stress-strain behavior, leading to overestimated safety factors and limited applicability in complex geomechanical conditions. The importance of considering dilatancy, temporal and spatial strength variations, and support-rock interaction is emphasized.

Despite theoretical rigor, modern methodologies exhibit significant limitations: challenges in determining parameters of fractured rock mass (residual strength, modulus degradation), contradictions in assessing

\* Исследование выполнено в рамках Гос. задания: № 075-00410-25-00. № гос. рег. 123012300007-7, тема 3 (2025-2027) «Выявление закономерностей развития геодинамических процессов в условиях техногенного преобразования недр и разработка мер по повышению безопасности горного производства (FUWE-2025-0003)».

Отмечается, что современные методики, несмотря на теоретическую строгость, обладают существенными недостатками: сложностью определения параметров разрушенного массива (остаточная прочность, модуль спада), противоречиями в оценке влияния отпора крепи, ограниченной применимостью в инженерной практике. Наиболее перспективными признаны подходы, сочетающие аналитические решения с эмпирическими коэффициентами (например, метод Литвинского).

Выводы статьи подчеркивают необходимость дальнейших исследований, включающих численное моделирование, лабораторные и натурные эксперименты для разработки более точных и практико-ориентированных методик расчета крепи. Оптимизация баланса между детализацией модели и ее практической реализуемостью остается ключевой задачей в обеспечении устойчивости подземных выработок.

**Ключевые слова:** подземные горные выработки, крепь, запредельное напряженно-деформированное состояние, аналитические модели, дилатансия, горное давление, устойчивость.

support resistance effects, and restricted practical applicability. Hybrid approaches combining analytical solutions with empirical coefficients (e.g., Litvinsky's method) show particular promise.

The conclusions highlight the need for further research incorporating numerical modeling, laboratory, and field experiments to develop more accurate and practical support design methods. Optimizing the balance between model sophistication and practical implementation remains crucial for ensuring underground excavation stability.

**Key words:** underground mine workings, support system, limit-state stress-strain behavior, analytical models, dilatancy, rock pressure, stability.

### Введение

Устойчивость подземных горных выработок на требуемый срок эксплуатации обеспечивается за счет применения различного рода крепления. Тип и параметры крепи породных обнажений и массива вмещающих пород зависят от ожидаемых негативных проявлений горного давления, которые, в свою очередь, зависят от геомеханических, горно-геологических и горнотехнических условий массива. Основными нормативными документами, регламентирующими методику выбора и расчета параметров несущих и упрочняющих видов крепи на горнорудных предприятиях Российской Федерации, служат СП 91.13330.2012 «Свод правил. Подземные горные выработки» и «Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи». Аналогичные нормативы в различных вариациях в настоящее время используются также на предприятиях стран СНГ и на большинстве рудников дальнего зарубежья [1 – 2].

Существующие нормативные методы расчета крепи подземных выработок основаны на прогнозируемых нагрузках и статических моделях, учитывающих смещения и вес разрушенных пород. Фактическое НДС массива при этом игнорируется, а используются упрощенные эмпирические коэффициенты, зависящие от глубины и прочности пород.

Несмотря на простоту и доступность, традиционный подход к расчету крепи (основанный на минимальных данных) приводит к завышенным коэффициентам запаса и применим только для устойчивых пород вне влияния очистных работ. В сложных условиях требуются специализированные методики расчета.

С геомеханической точки зрения, в устойчивых выработках (I – III категории) массив находится в допредельном НДС, где концентрация напряжений недостаточна для разрушения контура. Возможные нарушения происходят под действием гравитационных напряжений, приводя к формированию свода естественного равновесия. В этих условиях эффективны простые типы крепи (анкеры, рамы, стойки), рассчитанные на вес породных вывалов и основанные на жесткопластических моделях.

В сильноотрешиноватых массивах (IV – V категории) происходит деформирование и разрушение пород на контуре выработки под действием сжимающих напряжений, с развитием сдвиговых и разрывных трещин, распространяющихся в массив. Формируются зоны запредельного НДС, отражающие стадии разрушения пород под нагрузкой.

При решении практических задач геомеханики чаще всего данные зоны выделяют по трем наиболее характерным границам (рис. 1):



1) граница между зоной допредельного деформирования (которая объединяет стадии уплотнения, линейно-упругого и нелинейно-упругого НДС) и зоной запредельного деформирования, отражающей постпиковое НДС стадий неупругого и запредельного поведения разрушаемого породного массива на ниспадающей ветви диаграммы «напряжения – деформации»;

2) граница между зоной запредельного деформирования и зоной остаточной прочности, отражающей стадию постепенного выполаживания ниспадающей ветви диаграммы;

3) граница между зоной остаточной прочности и зоной «руинного» разрушения, в пределах которой структурные блоки вмещающего породного массива полностью утрачивают связность и стремятся выпасть в выработку под собственным весом.

В таких условиях основным фактором воздействия на крепь становится не обрушение пород, а выдавливание породных блоков под действием сжимающих нагрузок. Смещения этих блоков могут повредить даже мощную крепь, такую как чугунные тубинги [3 – 4].

В связи со случайным характером выдавливания породных клиньев, точные прогнозы затруднены. Тем не менее на основе оценки размеров зон запредельного НДС можно приблизительно рассчитать наиболее вероятные значения смещений (конвергенции) контура выработки, учитывая фактор дилатансии.

Зная параметры конвергенции, можно проанализировать деформационно-силовое взаимодействие массива на крепь, что позволяет выбрать и рассчитать ее параметры.

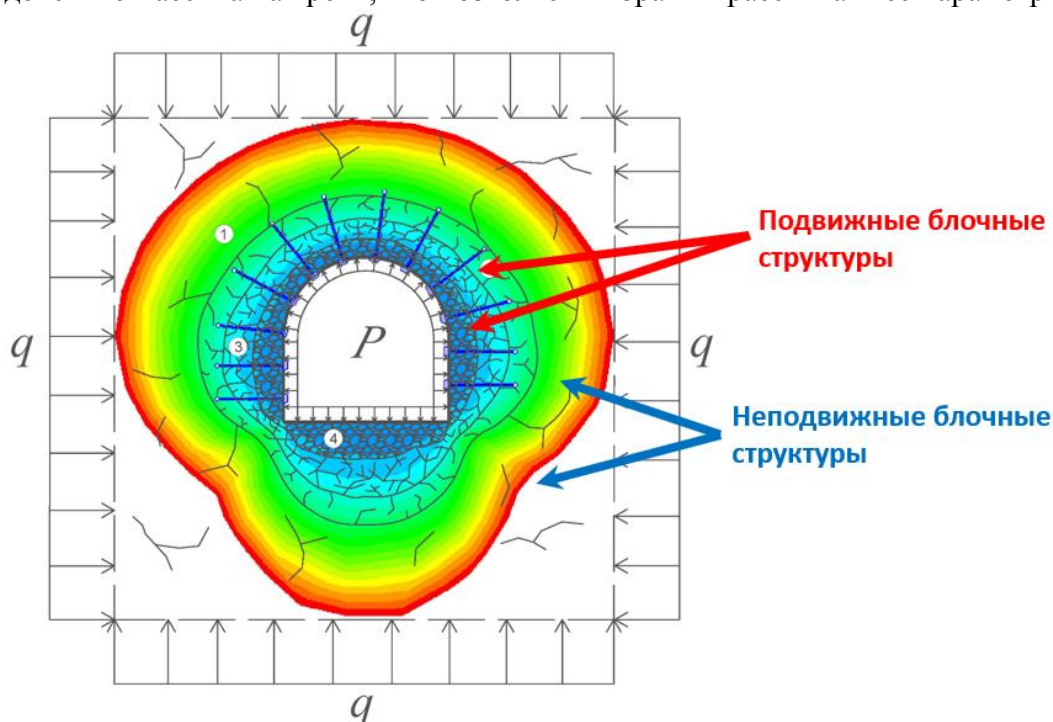


Рис. 1. Схема формирования нагрузок на крепь подземной выработки в условиях запредельного НДС:

$q$  – внешние сжимающие нагрузки от массива окружающих пород (начальные напряжения);

$P$  – реактивный отпор (грузонесущая способность) поддерживающей крепи;

1 – зона допредельного деформирования; 2 – зона запредельного деформирования;

3 – зона остаточной прочности; 4 – зона руинного разрушения

Таким образом, задача выбора/расчета крепи выработки, сооружаемой в скальных массивах IV – V категорий устойчивости, сводится к прогнозу параметров взаимодействия системы «крепь – массив», определяемых расчетными значениями смещений ее контура, которые, в свою очередь, напрямую зависят от прогноза размеров формируемой зоны запредельного НДС.

Основная сложность в решении задачи для скальных пород заключается в их пространственно-временной неоднородности НДС, обусловленной блочной структурой и непостоянством параметров. Это приводит к существенным различиям в механических процессах, даже в пределах одного типа массива.

О сложности механического поведения напряженных скальных массивов можно судить уже на масштабном уровне лабораторных испытаний образцов горных пород по диаграммам «напряжения – деформации». Для этого надо лишь рассматривать не идеализированные кривые, приводимые в учебниках, а реальные натурные данные.

С учетом всех вышеописанных сложностей для выделения наиболее общих принципов решения рассматриваемой проблемы прежде всего следует проанализировать аналитические решения рассматриваемой задачи, представленные в литературе [6 – 10].

Литературные источники свидетельствуют, что попытки разработать методы аналитического расчета смещений контура протяженной горной выработки предпринимались с середины XX века многими зарубежными и отечественными учеными, в частности Р. Феннером, А. Лабассом, Л. Уокером, Г. Шпакеллером, А. Галиным, Ю.М. Либерманом, Ю.З. Заславским, И.В. Баклашовым, Б.А. Картозия, А.Н. Шашенко, В.Н. Борисовым, Г.Г. Литвинским и др. В основу большинства расчетных схем положены следующие идеализированные предпосылки: протяженная горная выработка круглого поперечного сечения в массиве (упругая изотропная среда) с действующим гидростатическим полем напряжений  $q$ , определяемым собственным весом толщи налегающих пород и с установленной по всему контуру жесткой крепи, обладающей постоянным всесторонним отпором (несущей способностью)  $P$ .

Для условий 4 – 5 категории, когда массив окружающих пород переходит в запредельное НДС, формулы расчета значений радиальных смещений  $U$  контура выработки и радиуса зоны запредельного НДС  $r_{12}$  получаются решением аналогичных краевых осесимметричных задач. При этом практически все исследователи, поэтапно усложняя принимаемые математические модели запредельного деформирования разрушаемого породного массива, при рассмотрении самого механизма разрушения ограничиваются использованием упрощенной теории прочности Кулона-Мора с прямолинейной огибающей.

В основе большинства современных аналитических решений лежат формулы А. Галина, Р. Феннера и А. Лабасса, полученные на основе наиболее простых математических моделей.

Решение Р. Феннера, постулирующее, что весь вмещающий породный массив вокруг выработки имеет свойства идеально сыпучей среды с нулевой остаточной прочностью, представлено следующими формулами:

$$U = \frac{q - \sigma_{r12}}{2G} r_{12}^{A+1}; \quad (1)$$

$$r_{12} = \left( \frac{2q}{(A+1)P} \right)^{1/(A-1)}, \quad (2)$$

где  $r_{12}$  – радиус внешней границы зоны запредельного НДС, доли радиуса выработки;

$\sigma_{r12}$  – радиальные напряжения на внешней границе зоны запредельного НДС, МПа;

$A = (1 + \sin \varphi) / (1 - \sin \varphi)$  – параметр объемной прочности вмещающего породного массива;

$\varphi$  – угол внутреннего трения вмещающего породного массива, град.

В решении А. Лабасса принимается, что весь вмещающий породный массив представляет собой идеально связную среду со сцеплением  $C$ , значение которого добавляется в формулы (1) и (2) Феннера, в итоге получается:

$$r_{12} = \left[ \frac{2(q+C)}{(A+1)(P+C)} \right]^{1/(A-1)}; \quad (3)$$

$$\sigma_{r12} = (P+C)r_{12}^{A-1} - C, \quad (4)$$

где  $C$  – сцепление вмещающего породного массива, МПа.

Ю.М. Либерманом [11] рассмотрена проходка выработки для условий идеально хрупкой сплошной среды, которая по достижении предела мгновенной прочности на

сжатие  $\sigma_{сж}$  (совпадающего с пределом упругости) одномоментно во всей зоне запредельного НДС приобретает свойства идеально сыпучей среды с нулевой остаточной прочностью и углом внутреннего трения  $\varphi$ . В неразрушенном же состоянии (т.е. вне зоны запредельного НДС) породный массив характеризуется тем же значением угла внутреннего трения  $\varphi$  и пределом прочности на одноосное сжатие.

В различных изданиях решение Либермана по расчетам значений радиуса зоны запредельного НДС  $r_{12}$  и радиальных смещений  $U$  контура выработки записывается в разных формулировках. Наиболее компактно оно приведено в [11] в следующем виде:

$$U = \left[ \frac{(q - 0,5\sigma_{сж})\sin\varphi + 0,5\sigma_{сж}}{2G} \right] r_{12}; \quad (5)$$

$$r_{12} = r_{23} = \left[ \frac{(1 - \sin\varphi)(2q - \sigma_{сж})}{2P} \right]^{1/\sin\varphi}. \quad (6)$$

В учебном пособии Баклашова И.В., Борисова В.Н., Картозии Б.А., Шашенко А.Н. [12] представлено решение рассматриваемой задачи о проходке протяженной выработки круглого сечения в хрупко разрушающейся среде, но после разрушения массив во всей зоне запредельного НДС деформируется как жесткопластичная среда с постоянным уровнем остаточной прочности  $\sigma_{ос}$ :

$$U = \frac{2Bq + \sigma_{сж}}{4G(B+1)} r_{12}^2; \quad (7)$$

$$r_{12} = r_{23} = \left[ \frac{2B \left( q - \frac{2Bq + \sigma_{сж}}{2(B+1)} \right) + \sigma_{ос}}{2BP + \sigma_{ос}} \right]^{1/2B}, \quad (8)$$

где  $r_{12}$  – радиус внешней границы зоны запредельного НДС, доли радиуса выработки;

$r_{23}$  – радиус внешней границы зоны остаточной прочности, доли радиуса выработки;

$U$  – радиальные смещения контура протяженной выработки, доли радиуса выработки;

$q$  – всестороннее давление массива горных пород, вмещающих выработку, МПа;

$P$  – отпор (грузонесущая способность) поддерживающей крепи выработки, МПа;

$G$  – модуль сдвига массива вмещающих пород, МПа;

$\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{ос}$  – предел прочности вмещающего породного массива на сжатие, соответственно, мгновенной и остаточной, МПа;

$B = \sin\varphi / (1 - \sin\varphi)$  – коэффициент угла внутреннего трения  $\varphi$  массива.

Также в [12 – 13] рассмотрена выемка в идеально хрупком напряженном породном массиве шарообразной круглой полости радиусом  $r = 1$ . Для данных условий с теми же обозначениями аналитическое решение о параметрах формирования запредельного НДС представлено следующими формулами:

$$U_{шар} = \frac{4Bq + 2\sigma_{сж}}{4G(4B+3)} r_{12шар}^3; \quad (9)$$

$$r_{12шар} = \left[ \left( \frac{3q - 2\sigma_{сж}}{4B+3} + \frac{\sigma_{ос}}{2B} \right) \left( \frac{2B}{2BP + \sigma_{ос}} \right) \right]^{1/4B}, \quad (10)$$

где  $r_{12шар}$  – радиус внешней границы зоны запредельного НДС вокруг шарообразной круглой выработки, доли радиуса выработки;

$U_{шар}$  – радиальные смещения контура шарообразной круглой выработки, доли радиуса выработки.

При замене значений остаточной прочности на предел мгновенной прочности (т.е. при  $\sigma_{ос} = \sigma_{сж}$ ) реализуются условия запредельного НДС также и для модели «неразрушаемой», идеально пластичной среды.

В обеих моделях как для идеально хрупкой, так и для идеально пластичной среды постулирование мгновенного перехода от сплошного упругого массива в зоне допредельного деформирования к сплошному жесткопластичному в зоне остаточной прочности позволяет избегать необходимости учета фактора дилатансии, который проявляется в переходной зоне запредельного деформирования при сдвиговых и разрывных разрушениях и, соответственно, разрыхлении сплошной упругой среды (см. рис.1).

Разумеется, данное условие следует понимать лишь в качестве методологического приема, поскольку в реальности подобный переход неизбежно будет сопровождаться такими динамическими процессами (горными ударами), которые окажут на крепь гораздо большее воздействие, чем постепенные деформации. Полностью же избавиться от необходимости учета дилатансии при этом не удастся, если вспомнить, что первые исследования этого явления проводились Рейнольдсом как раз на песке.

Между тем практика ведения проходческих работ в напряженных иерархически блочных скальных породных массивах свидетельствует о существенности влияния дилатансионных процессов на устойчивость крепи строящихся выработок. В этой связи в [12] также было рассмотрено формирование переходной зоны запредельного деформирования в границах между радиусами  $r_{12}$  и  $r_{23}$  (см. рис. 1) и, соответственно, влияние фактора дилатансии. Более того, предпринята попытка учесть в процессах формирования зоны запредельного НДС и влияние фактора времени путем использования в расчетных зависимостях реологических параметров (по результатам исследований М.К. Теплового, С.В. Родоманцева и В.Г. Хлопцова).

Итоговое аналитическое решение о параметрах формирования зоны запредельного НДС с учетом дилатансии и фактора времени представлено следующими формулами:

$$U = \frac{(1-\beta)(\sigma_{сж}-\sigma_{ос})}{2M_0} + [\varepsilon_{\theta 12} + \frac{(1+\beta)(\sigma_{сж}-\sigma_{ос})}{2M_0}]r_{23}^2 ; \quad (11)$$

$$r_{23} = \frac{r_{12}}{\rho} , \quad (12)$$

где  $\sigma_{ос}$ ,  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{ос}$  – пределы прочности вмещающего породного массива на сжатие, соответственно: длительная, мгновенная, остаточная и постепенно снижающаяся во времени в зоне запредельного деформирования, МПа;

$M_{ос}$ ,  $M_0$  – модуль спада вмещающего породного массива при одноосном сжатии в зоне запредельного деформирования, соответственно, длительный и мгновенный, МПа;

$E_{ос}$ ,  $E_0$  – модуль линейной деформации вмещающего породного массива в зоне запредельного деформирования, соответственно, длительный и мгновенный, МПа;

$t_0$  – время релаксации напряжений (реологическая постоянная) в зоне запредельного деформирования, с;

$t$  – рассматриваемый интервал времени, с;

$\varepsilon_{\theta 12}$  – окружная относительная деформация породного массива на внешней границе  $r_{12}$  зоны запредельного деформирования;

$\beta$  – коэффициент учета дилатансии, под которым понимается коэффициент поперечной линейной деформации породного массива в зоне запредельного деформирования при одноосном сжатии.

Прогнозное значение радиуса  $r_{23}$  внешней границы зоны остаточной прочности для условий проходки протяженной горизонтальной выработки определяет максимальную величину внешней вертикальной нагрузки  $P_v$  на крепь в соответствии с зависимостью:

$$P_v = \gamma_o R_3 (r_{23} - 1), \quad (13)$$

где  $P_v$  – распределенная вертикальная нагрузка, действующая на единицу площади контактной поверхности поддерживающей крепи выработки, МПа;

$\gamma_o$  – усредненный объемный вес стремящегося обрушиться в выработку разрыхленного породного массива в зонах остаточной прочности и руинного разрушения, МН/м<sup>3</sup>;

$R_3 = (S/\pi)^{0.5}$  – эквивалентный радиус выработки в черне, м;

$S$  – площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup>.

Данная методика расчета предполагает обрушение всего разрушенного массива кровли по вертикальным плоскостям, то есть всю зону остаточной прочности (до границы  $r_{34}$ ) рассматривает как зону руинного разрушения с жесткопластической моделью сыпучей среды.

Решением уравнений (11) и (13) определяется минимальный отпор  $P_{\min}$  крепи, необходимый для устойчивости выработки в предельном НДС при идеальном контакте. На основании этого подбирается крепь с соответствующей грузонесущей способностью, параметры которой рассчитываются известными методами строительной механики с учетом конструктивных особенностей рассматриваемого типа крепи.

Комплекс формул (11) – (13) является наиболее детализированным аналитическим решением задачи как в отечественных, так и зарубежных исследованиях [9 – 10]. Он позволяет отобразить линеаризованные отрезки кривой «напряжение – деформация». Однако очевидным недостатком такого подхода является сложность задания механических параметров реального массива вмещающих пород на «предельных» стадиях, тем более с учетом фактора времени. В особенности это касается значений модуля спада  $M_0$  и коэффициента учета дилатансии  $\beta$ .

В [12] в качестве коэффициента учета дилатансии окружающего выработку массива предлагается принимать удвоенную (поскольку рассматриваются условия плоской деформации) величину поперечной линейной деформации, получаемую на стадии предельного деформирования при испытаниях на одноосное сжатие цилиндрических породных образцов на «жестких» прессах. По результатам тех же испытаний, судя по всему, предполагается задавать и значения модуля спада  $M_0$  и остаточной прочности  $\sigma_{oc}$ .

Между тем уже отмечалось, что даже для породных образцов данные параметры являются трудноопределимыми вследствие как неоднозначной их зависимости от бокового сжатия  $\sigma_0$ , так и большей (по сравнению с допредельной стадией) вариативности, а также постоянной изменяемости по мере нагружения образца, не говоря уж о существенности влияния на них бокового сжатия  $\sigma_0$  (а ведь в реальности НДС не одноосное, а объемное) и чрезвычайной сложности переноса результатов лабораторных испытаний породных образцов на масштабы иерархически блочного вмещающего массива горной выработки.

Данный недостаток касается всех без исключения современных аналитических решений рассматриваемой задачи, в которых реализуются попытки учесть максимальное количество влияющих факторов с еще большей детализацией, в частности сложности и трехмерности форм рассматриваемой выработки, анизотропии исходного НДС и физико-механических свойств вмещающего породного массива, воздействия неравномерных и переменных внешних нагрузок, статистического разброса исходных данных и т.п. [14 – 20].

Практически все методики включают коэффициенты, определяемые на основе экспериментальных данных, или параметры аппроксимации, но без указания источника и способа их получения.

И даже на такой ключевой параметр, как влияние отпора крепи на вмещающий массив, существуют две диаметрально противоположные точки зрения. Согласно первой [21 – 23], отпор крепи на смещения пород вокруг выработок существенно не влияет, а согласно второй [24 – 26], он оказывает существенное влияние. В работе [27], где приводятся экспериментальные исследования по выявлению влияния отпора крепи на смещение контура выработки, обосновывается, что в зависимости от тех или иных горно-геологических и горнотехнических условий справедливы обе точки зрения.

В качестве типичного представителя такого рода методик можно рассматривать последнюю статью коллектива профессора А.Г. Протосени [28], в которой описывается геомеханическая модель прогноза перемещений вмещающих горных пород подготовительных выработок на больших глубинах в гидростатическом поле напряжений с учетом влияния их пластического разрыхления и снижения прочностных характеристик, деформационного разупрочнения и отпора крепи, радиального изменения сцепления, а также влияния слоистости и напластований в условиях предельного и предельного состояний массива.

Основной недостаток методики [28] заключается в неполноте определения параметров, некоторые из них не имеют явной интерпретации, а другие выражаются через вспомогательные величины, способ определения которых не регламентирован. Ключевая проблема заключается в определении этих параметров для породного массива в масштабах выработки, а не для лабораторных образцов.

Сложности с использованием аналитических методик признаются даже авторами [13], включая профессора Б.А. Картозия [29 – 30], который отмечает малую пригодность этих решений для количественной оценки процессов в массиве горных пород, несмотря на их теоретическую изящность. Попытки введения «переходных коэффициентов» для нивелирования недостатков моделей рассматриваются как выдача желаемого за действительное.

Поэтому не удивительно, что в последние годы в данном направлении большое количество исследовательских работ посвящено не столько детализации и уточнению, сколько упрощению и адаптации существующих расчетных схем и решений (причем не только аналитических, но и численных) к возможности их применения в горнорудной практике.

Примером упрощения является статья А.Н. Шашенко [31], предлагающая аналитические зависимости для определения относительных значений радиальных смещений  $U$  контура и радиуса зоны запредельного НДС ( $r_{12} = r_{23}$ ) для выработки круглого сечения. Метод основан на модели мгновенно и хрупко разрушающейся сплошной среды:

$$U = \varepsilon_v(0,5 - \sqrt{\frac{q}{2\sigma_{сж}k_{со}}}), \quad (14)$$

где добавлены следующие коэффициенты:

$\varepsilon_v$  – коэффициент учета дилатансии, под которым понимается предельное значение относительной объемной деформации породы при одноосном сжатии в условиях запредельного НДС;

$k_{со}$  – коэффициент структурного ослабления нетронутого породного массива в зоне допредельного деформирования.

В статье [33] радиус  $r_{12} = r_{23}$  зоны запредельного НДС предлагается определять по упрощенному выражению:

$$r_{12} = \exp\left(\sqrt{\frac{q}{2\sigma_{сж}k_{со}}} - 0,5\right). \quad (15)$$

В данном решении, ссылаясь на результаты предшествующих исследований [33 – 34], предлагается пренебречь практически всеми факторами, ранее учитываемыми в методиках Лабасса и Либермана, ограничившись заданием коэффициента учета дилатансии вмещающих пород через предельное значение относительной объемной деформации их разрыхления, а также предела мгновенной прочности пород на сжатие  $\sigma_{сж}$  и их всестороннего внешнего давления  $q$  на выработку.

В методике используется коэффициент дилатансии, несмотря на принятую модель мгновенного хрупкого разрушения. Ранее отмечалась как неопределенность его задания, так и существенность влияния. При отсутствии дилатансии ( $\varepsilon_v = 0$ ), согласно формуле (14), радиальные смещения  $U$  оказываются пренебрежимо малыми, что противоречит логике.

В качестве хорошего компромисса между детальностью учета наиболее значимых факторов и доступностью методики для практического применения заслуживает внимания цикл работ профессора Г.Г. Литвинского [35 – 37], в которых аналитическое решение рассматриваемой задачи получено путем использования так называемого «порождающего решения», основанного на применении метода малого параметра. Имеется в виду решение краевых задач в виде степенных рядов по степеням некоторого малого параметра, входящего в условие задачи в качестве заданной физической величины. Первый член такого степенного ряда и является «порождающим решением».



В принятых обозначениях (с введением параметра коэффициента устойчивости  $K_{yc}$ ) методика Г.Г. Литвинского в конечном итоге записывается следующими формулами:

$$U = \frac{\varepsilon_v}{2} \left( 1 - \frac{P}{q} - \frac{K_{yc}}{K_{yc}+2} r_{12}^2 \right); \quad (16)$$

$$r_{12} = \left[ \frac{2q - \sigma_t}{(A+1)P} \right]^{1/K_{yc}}; \quad (17)$$

$$\sigma_t = \sigma_\infty + (\sigma_{сж} - \sigma_\infty) \exp\left(-\frac{t}{t_0}\right). \quad (18)$$

Временной фактор в значении  $\sigma_t$  (постепенно снижающегося во времени предела прочности на сжатие массива в области запредельного НДС) предлагается определять по формуле (18), где реологическую постоянную  $t_0$  рекомендовано задавать по данным лабораторных испытаний породных образцов, замеряя время разрушения  $t_1$  породы при ее нагружении постоянным напряжением  $\sigma_1 > \sigma_{сж}$ , с использованием выражения:

$$t_0 = t_1 \ln \frac{\sigma_{сж} - \sigma_\infty}{\sigma_1 - \sigma_\infty}. \quad (19)$$

В предлагаемом решении прежде всего обращает внимание отсутствие необходимости задания деформационных показателей породного массива: модулей упругости / сдвига и коэффициента Пуассона, поскольку обосновывается, что смещения контура выработки за счет упругих деформаций границы зоны запредельного НДС (а также вследствие упругого восстановления разрушаемых и, соответственно, разрыхляемых пород внутри нее) оказываются пренебрежимо малыми. В рассматриваемых условиях основной вклад в смещения  $U$  контура выработки вносит эффект дилатансии, возникающий за счет разрыхления вмещающих пород в процессе их разрушения.

Для задания значений коэффициента  $\varepsilon_v$ , учитывающего разрыхление и дилатансию, рекомендовано использовать эмпирическую зависимость  $\varepsilon_v = 0,3 \operatorname{tg} \varphi$ , полученную на основании экспериментальных данных при проведении инструментальных наблюдений на шахтах Донбасса [38].

Следует подчеркнуть, что так же, как и в формуле (14), под коэффициентом учета дилатансии  $\varepsilon_v$  здесь понимается предельное значение относительной объемной деформации породного массива при одноосном сжатии в условиях запредельного НДС. В отличие от коэффициента  $\beta$  в методике [12], отражающего удвоенную поперечную линейную относительную деформацию породного массива при одноосном сжатии в зоне запредельного деформирования.

И так же, как и в методике [31], в условиях отсутствия дилатансии ( $\varepsilon_v = 0$ ) радиальные смещения  $U$  контура по формуле (16) оказываются равными нулю, поскольку упругие деформации в решении не учитываются.

При полном отсутствии отпора крепи ( $P = 0$ ) расчетные значения радиуса  $r_{12}$  в формуле (17) и, таким образом, значения смещений  $U$  контура по формуле (16), становятся бесконечно большими, что соответствует принципиальной неустойчивости незакрепленной выработки в рассматриваемых условиях запредельного НДС. В методике [12] это не отражено.

Другим важным отличием предлагаемого решения от [12] является учет не только временного, но и пространственного фактора: постепенного снижения прочности рассматриваемых породных объемов при приближении к контуру выработки. Имеется в виду вполне очевидное, но прежде не учитываемое снижение их мгновенной прочности от максимального значения  $\sigma_{сж}$  на внешней границе  $r_{12}$  зоны запредельного НДС до нуля на границе  $r_{34}$  с зоной руинного разрушения и, соответственно, на незакрепленном контуре выработки (см. рис. 1).

Для этого были проанализированы параметры кривых, формирующихся при различных значениях бокового сжатия  $\sigma_0$  на ниспадающих ветвях диаграмм «напряжения –

деформации», типичных для образцов большинства относительно крепких и хрупкоразрушающихся скальных пород. И поскольку прочность таких пород, как правило, прямо пропорциональна минимальной компоненте напряженного состояния (в рассматриваемой задаче – радиальному напряжению) автором был сделан вывод, что в первом, достаточно приемлемом приближении вполне допустимо принять эту зависимость линейной.

Данное допущение избавило от необходимости задания в формулах (16) – (18) значений модуля спада и остаточной прочности. Однако оно же не позволяет выделить границу  $r_{23}$  зоны разрушенных пород, способных обрушиться в выработку. Соответственно, невозможно определить и максимальную величину внешней вертикальной нагрузки  $P_v$  на крепь с последующим выходом на оптимальный отпор крепи.

Попытки решения этой задачи Г.Г. Литвинским представлены в цикле статей [39 - 41], в которых, на основании решения краевой задачи упругопластического равновесия сплошной среды вокруг горизонтальной протяженной выработки, была определена степень возмущения границы зоны запредельного НДС, вызванной массовыми силами, действующими на разрушенную породу. При этом, с учетом ранее применявшегося порождающего решения о развитии запредельной зоны, также использовался метод малого параметра.

Результаты проведенных аналитических исследований показали, что отпор податливой поддерживающей крепи  $P_{\min}$ , минимально необходимый для обеспечения устойчивости выработки, зависит от радиуса  $r_{12}$  зоны запредельного НДС лишь для слабых пород с углом внутреннего трения  $\varphi$  порядка  $20^\circ$  и ниже, в соответствии с формулой

$$P_{\min} = \gamma_o R_3 \ln\left(\frac{r_{12}}{R_3}\right), \quad (20)$$

где  $P_{\min}$  – минимально необходимый для обеспечения устойчивости выработки всесторонний и равномерно-распределенный отпор единицы площади контактной поверхности поддерживающей крепи выработки, МПа;

$\gamma_o$  – усредненный объемный вес участка разрыхленного породного массива, стремящегося обрушиться в выработку, МН/м<sup>3</sup>;

$R_3 = (S/\pi)^{0.5}$  – эквивалентный радиус выработки в черне, м;

$S$  – площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup>.

Для крепких же скальных пород с большими углами внутреннего трения  $\varphi$  минимальный отпор крепи зависит уже не от размеров запредельной зоны, а исключительно от коэффициента устойчивости  $K_{yc}$ , в соответствии с выражением:

$$P_{\min} = \frac{\gamma_o R_3}{K_{yc} - 1}. \quad (21)$$

При этом в статье [40] неравномерность отпора крепи на различных участках породного контура выработки предложено учесть наряду с прочими не осесимметричными факторами, влияющими на форму и размеры запредельной зоны, например:

– разнокомпонентности исходного поля напряжений массива горных пород (т. е. его негидростатическое НДС);

– анизотропии и неоднородности прочностных свойств вмещающего породного массива;

– массовых сил, действующих на массив внутри зоны запредельного НДС;

– отличия формы породного контура выработки от кругового очертания.

Для определения конфигурации зоны с учетом всех пяти вышеперечисленных факторов, с использованием «принципа суперпозиции, действительного при учете первых степеней разложения по малому параметру», приведена следующая формула:

$$z = \omega(\zeta) = r_* \left( \zeta + \sum_{j=1}^5 \varepsilon_j e^{i\theta_j} \sum_{k=0}^{\infty} \delta_k^{(j)} \zeta^{1-k} \right), \quad (22)$$

где  $r_*$  – внешний радиус зоны запредельного НДС;

$\zeta$  – аффикс единичной окружности;

$i$  – мнимая единица;

$\varepsilon_j$  – малый параметр, соответствующий  $j$ -му фактору;

$\theta_j$  – угол отклонения оси симметрии  $j$ -го фактора от вертикали;

$\delta_k^j$  – коэффициент искажения формы ЗЗД для  $j$ -го фактора.

В статье [40] не поясняется, что представляет собой параметр  $z$ . Рекомендации по заданию других параметров сводятся к использованию разложения в ряд Фурье и полярных диаграмм прочности. В итоге автор, несмотря на горную специальность, предлагает общий алгоритм решения, оставляя практическую реализацию инженерам, хотя этот подход менее выражен, чем в других аналитических методиках.

Вероятно, из-за сложности практического применения Г.Г. Литвинский не использовал свою теорию прочности [42 – 43], ограничившись упрощенной теорией Кулона-Мора, как и другие исследователи.

Как и Б.А. Картозия [29 – 30], Г.Г. Литвинский в [40] заключает, что достоверные методы расчета крепи, учитывающие реальное взаимодействие с массивом, отсутствуют из-за сложности определения горного давления и вероятностного характера исходных данных.

В работе [44] предложена эффективная методика и результаты определения коэффициента разрыхления пород  $K_p$  вблизи выработок на основе инструментальных наблюдений за смещениями в приконтурной части массива. Анализ экспериментальных данных показывает, что коэффициент разрыхления вблизи выработки является переменным, убывает вглубь массива, достигая наибольшего значения у контура. Вокруг выработок существует зона шириной 1,5 – 2 м, породы в которой максимально разрыхлены. Средний коэффициент разрыхления пород в этой зоне составляет 1,06 – 1,0.

Г.Г. Литвинский в [36] указывал, что при интенсивном горном давлении и больших смещениях пород прогноз часто не удается, так как расчетные смещения превышают радиус выработки. Это обусловлено использованием линейной меры Коши, неадекватной при больших деформациях. В условиях геометрической нелинейности следует использовать «истинные» деформации (мера Генки). Анализ показал, что ошибка прогноза с мерой Коши не превышает 10 – 15 % лишь до уровня деформаций 50 – 60 %.

На основании выполненного анализа можно сделать вывод, что учет реального взаимодействия крепи с массивом горных пород определяется необходимостью комплексного анализа множества факторов, оказывающих влияние на геомеханическую устойчивость горных выработок. Это, в свою очередь, существенно усложняет расчетные методики и ограничивает их применимость в инженерной практике.

Для решения данной проблемы представляется целесообразным достижение оптимального баланса между степенью детализации учета наиболее значимых факторов и уровнем сложности предлагаемой методики, обеспечивающей ее доступность и практическую реализуемость.

### Список литературы

1. Каюмова А.Н., Харисов Т.Ф., Рыбак С.А., 2018. О современном состоянии нормативной документации по креплению горных выработок. *Проблемы недропользования*, № 4 (19), С. 107–113.
2. Каюмова А.Н., Харисов Т.Ф., Рыбак С.А., 2018. О проблемах обеспечения безопасности в процессе проходки и крепления выработок. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*, № 7, С. 115–122.
3. Харисов Т.Ф., Антонов В.А., 2014. Обеспечение устойчивости крепи в процессе строительства вертикальных стволов. *Проблемы недропользования*, № 1 (1), С. 65–69.
4. Харисов Т.Ф., 2017. Исследования конвергенции породных стенок ствола в условиях запредельного состояния призабойного массива. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*, № 5, С. 46–51.
5. Geomaterials and recent developments in micro-mechanical numerical models. *ISRM News Journal*, 1997, Vol. 4, Number 2, P. 11–14.

6. *Вопросы теории горного давления*: сб. переводов. Под ред. П.И. Городецкого, А. А. Борисова. Москва: Госгортехиздат, 1961, 300 с.
7. Заславский Ю.З., 1963. *Проявления горного давления в глубоких шахтах Донбасса*. Москва: Недра, 238 с.
8. Либерман Ю.М., 1969. *Давление на крепь капитальных выработок*. Москва: Наука, 119 с.
9. Jovanović Petar, 1994. *Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostorija*. Т. 2 Belgrad: Rudarsko-geološki fakultet Univerziteta, 316 str.
10. Tajduś Antoni, Gała Marek, Tajduś Krzysztof, 2012. *Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projectowanie i budowa tuneli*. Krakow: Akademia AGH, 762 p.
11. Беляков Н.А., Карасев М.А., Трушко В.Л., 2019. *Механика сплошной среды: учебное пособие*. Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет, 114 с.
12. Баклашов И.В., Борисов В.Н., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., 2004. *Геомеханика: учебник для вузов*. Т. 1. Москва: Изд-во МГГУ, 249 с. ISBN 5-7418-0326-1.
13. Балек А.Е., Харисов Т.Ф., Коптяков Д.А., 2024. Обоснование хрупкого режима разрушения низкопрочных сильнотрещиноватых массивов скальных горных пород. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 4, С. 795-811.
14. Чанышев А.И., Абдулин И.М., 2014. Определение напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг выработки произвольного сечения по данным измерений смещений на ее поверхности. *ФТПРПИ*, № 1, С. 23–29.
15. Чанышев А.И., Абдулин И.М., 2023. Определение смещений контура горных выработок после их образования. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 10, С. 20–30.
16. Беляков Н.А., Емельянов И.А., 2022. Развитие подхода к обработке результатов измерений напряженного состояния методом кольцевой разгрузки. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 2, С. 192–208.
17. Хлопцов В.Г., 2022. *Запредельное деформирование и разрушение породных массивов*. Ижевск: ИКИ, 140 с. ISBN 978-5-4344-0967-4.
18. Ботвенко Д.В., Казанцев В.Г., Ли Хи Ун, 2019. Управление состоянием массива у круговых выработок с учетом нелинейно-упругого поведения горных пород. *Уголь*, № 2, С. 31–36.
19. Мирсалимов В.М., Гасанов Ф.Ф., 2022. Решение упругопластической задачи для трещиноватого массива, ослабленного круговым отверстием. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 1, С. 332–345. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-332-345.
20. Качурин Н.М., Захаров Е.И., Соловьев Д.А., Соловьев Р.А., 2022. Напряженно-деформированное состояние горного массива и крепи при строительстве подземных сооружений. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 1, С. 355–362. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-355-362.
21. Карасев М.А., Тиен Тай Нгуен, 2022. Метод прогноза напряженного состояния обделки подземных сооружений квазипрямоугольной и арочной форм. *Записки Горного института*, Т. 257, С. 807–821. DOI:10.31897/PMI. 2022.17.
22. Зуев Б.Ю., 2021. Методология моделирования нелинейных геомеханических процессов в блочных и слоистых горных массивах на моделях из эквивалентных материалов. *Записки Горного института*, Т. 250, С. 542–553. DOI: 10.31897/PMI.2021.4.6.
23. Алиев С.Б., Демин В.Ф., Кайназаров А.С., 2023. Оценка состояния приконтурного горного массива на сопряжении лавы с примыкающей выемочной выработкой. *Уголь*, № 1, С. 35–39. DOI: 10.18796 /0041-5790-2023-1-35-39.

24. Вербило П.Э., Иовлев Г.А., Петров Н.Е., Павленко Г.Д., 2022. Применение технологий информационного моделирования для маркшейдерского обеспечения ведения горных работ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 6-2, С. 60–79. DOI: 10.25018/02361493202262060.
25. Ignatiev S.A., Sudarikov A.E., Imashev A.Zh., 2021. Determination of the stress-strain state of rock mass and zone of inelastic deformation around underground mine excavation using modern methods of numerical modeling. *Journal of Sustainable Mining*, Vol. 20, no. 3, Article 7. DOI: 10.46873/2300-3960.1324.
26. Деев П.В., Цуканов А.А., 2022. Влияние границы раздела пород на напряженное состояние массива в окрестности горной выработки. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, № 1, С. 448–457. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-448-457.
27. Третенков И.В., Лукьянов В.Г., 2015. *Устойчивость горных выработок*. Томск: Издательский дом ТГУ, 132 с.
28. Протосеня А.Г., Третенков И.В., Тулин П.К., Шубин А.А., 2024. Метод прогноза перемещений пород вокруг подготовительных выработок на больших глубинах при разработке угольных месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 8, С. 63–78. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_8\_0\_63.
29. Картозия Б.А., 2023. Об одной юбилейной дате и ситуации в аналитической геомеханике. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 10, С. 14–18.
30. Картозия Б.А., 2013. Традиционная инженерная задача геомеханики. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 1, С. 236–245.
31. Шашенко А.Н., Гапеев С.Н., 2011. Упруго-пластическая задача плоского деформирования среды с разупрочнением вокруг отверстия круглой формы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 3, С. 278–282.
32. Терещук Р.Н., 2013. Управление устойчивостью горных выработок с анкерной крепью. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № S1, С. 140–151.
33. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А., 2001. *Некоторые задачи статической геомеханики*. Киев: Пульсари, 243 с.
34. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Гапеев С.Н., 2005. Определение напряженно-деформированного состояния породного массива с учетом эффекта разупрочнения в зоне разрыхления. *Разработка рудных месторождений*, Вып. 88, С. 44–49.
35. Литвинский Г.Г., 2017. Запредельное поведение пород вокруг горной выработки (порождающее решение). *Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»*, № 6 (49), С. 5–14.
36. Литвинский Г.Г., 2017. Статика разрушения и деформирования пород вокруг горной выработки. *Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»*, Вып. 7 (50), С. 19–30.
37. Литвинский Г.Г., 2018. Кинетика разрушения и деформирования пород вокруг горной выработки. *Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»*, № 10 (53), С. 5–16.
38. Черняк И.Л., 1993. *Повышение устойчивости подготовительных выработок*. Москва: Недра, 256 с.
39. Литвинский Г.Г., 2017. Обоснование минимального отпора крепи в горной выработке. *Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»*, № 6 (49), С. 15–25.
40. Литвинский Г.Г., 2020. Размеры и конфигурация зоны запредельных деформаций вокруг выработки. *Сборник научных трудов ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»*, № 20 (63), С. 5–17.
41. Литвинский Г.Г., 2023. Основные режимы работы и геомеханические параметры взаимодействия крепи с горным массивом. *Научное обеспечение промышленности и строительстве*, № 1 (75), С. 5–15.

42. Литвинский Г.Г., 2008. *Аналитическая теория прочности горных пород и массивов*. Донецк: Норд-Пресс, 207 с.
43. Литвинский Г.Г., 2019. Развитие единой теории прочности и закономерности разрушения. *Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»*, № 13 (56), С. 5–18.
44. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Смирнов А.В., 2015. *Пучение пород почвы в выработках угольных шахт*. Днепропетровск: ТОВ «Лізунов-Прес», 256 с.

## References

1. Kayumova A.N., Kharisov T.F., Rybak S.A., 2018. O sovremenном sostoyanii normativnoi dokumentatsii po krepneniyu gornykh vyrabotok [On the current state of the regulatory documentation on the fastening of mine workings]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 4 (19), P. 107–113.
2. Kayumova A.N., Kharisov T.F., Rybak S.A., 2018. O problemakh obespecheniya bezopasnosti v protsesse prokhodki i krepneniya vyrabotok [On the problems of ensuring safety in the process of sinking and fixing workings]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*, № 7, P. 115–122.
3. Kharisov T.F., Antonov V.A., 2014. Obespechenie ustoichivosti krep'i v protsesse stroitel'stva vertikal'nykh stvolov [Ensuring the stability of the support during the construction of vertical trunks.] [Ensuring the stability of the support during the construction of vertical trunks]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 1 (1), P. 65–69.
4. Kharisov T.F., 2017. Issledovaniya konvergentsii porodnykh stenok stvola v usloviyakh zapredel'nogo sostoyaniya prizaboinogo massiva [Studies of the convergence of the rock walls of the trunk in the conditions of the extreme state of the bottom-hole massif]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*, № 5, P. 46–51.
5. Geomaterials and recent developments in micro-mechanical numerical models. *ISRM News Journal*, 1997, Vol. 4, Number 2, P. 11–14.
6. Voprosy teorii gornogo davleniya: sb. perevodov [Questions of the theory of rock pressure]. Pod red. P.I. Gorodetskogo, A. A. Borisova. Moscow: Gosgortekhnizdat, 1961, 300 p.
7. Zaslavskii Yu.Z., 1963. Proyavleniya gornogo davleniya v glubokikh shakhtakh [Manifestations of rock pressure in the deep mines of Donbass]. Don-bassa. Moscow: Nedra, 238 p.
8. Liberman Yu.M., 1969. Davlenie na krep' kapital'nykh vyrabotok [Pressure on the support of capital works]. Moscow: Nauka, 119 p.
9. Jovanović Petar, 1994. *Projektovanje i proračun podgrade horizontalnih podzemnih prostoriya*. T. 2 Belgrad: Rudarsko-geološki fakultet Univerziteta, 316 str.
10. Tajduś Antoni, Gała Marek, Tajduś Krzysztof, 2012. *Geomechanika w budownictwie podziemnym. Projectowanie i budowa tuneli*. Krakow: Akademia AGH, 762 p.
11. Belyakov N.A., Karasev M.A., Trushko V.L., 2019. Mekhanika sploshnoi sredy: uchebnoe posobie [Continuum mechanics: a textbook]. Sankt-Peterburg: Sankt-Peterburgskii gornyi universitet, 114 p.
12. Baklashov I.V., Borisov V.N., Kartoziya B.A., Shashenko A.N., 2004. Geomekhanika [Geomechanics]: uchebnyk dlya vuzov. Vol. 1. Moscow: Izd-vo MGGU, 249 p. ISBN 5-7418-0326-1.
13. Balek A.E., Kharisov T.F., Koptiyakov D.A., 2024. Obosnovanie khрупkogo rezhima razrusheniya nizkoprochnykh sil'notreshchinovatykh massivov skal'nykh gornykh porod [Substantiation of the fragile regime of destruction of low-strength highly fractured masses of rocks]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, № 4, P. 795–811.
14. Chanyshhev A.I., Abdulin I.M., 2014. Opredelenie napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya massiva porod vokrug vyrabotki proizvod'nogo secheniya po dannym izmerenii smeshchenii na ee poverkhnosti [Determination of the stress-strain state of the rock mass



around the workings of a free section based on measurements of displacements on its surface]. FTSPRI, № 1, P. 23–29.

15. Chanyshiev A.I., Abdulin I.M., 2023. Opredelenie smeshchenii kontura gornykh vyrabotok posle ikh obrazovaniya [Determination of displacements of the mine workings after their formation]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 10, P. 20–30.

16. Belyakov N.A., Emel'yanov I.A., 2022. Razvitie podkhoda k obrabotke rezul'tatov izmerenii napryazhennogo sostoyaniya metodom kol'tsevoi razgruzki [Development of an approach to processing the results of stress state measurements by the ring unloading method]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 2, P. 192–208.

17. Khloptsov V.G., 2022. Zapredel'noe deformirovanie i razrushenie porodnykh massivov [Extreme deformation and destruction of rock formations]. Izhevsk: IKI, 140 p. ISBN 978-5-4344-0967-4.

18. Botvenko D.V., Kazantsev V.G., Li Khi Un, 2019. Upravlenie sostoyaniem massiva u krugovykh vyrabotok s uchetom nelineino-uprugogo povedeniya gornykh porod Control of the array state at circular workings, taking into account the nonlinear elastic behavior of rocks]. Ugol', № 2, P. 31–36.

19. Mirsalimov V.M., Gasanov F.F., 2022. Reshenie uprugoplasticheskoi zadachi dlya treshchinovato massiva, oslablennogo krugovym otverstiem [Solving an elastoplastic problem for a fractured massif weakened by a circular hole]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 1, P. 332–345. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-332-345.

20. Kachurin N.M., Zakharov E.I., Solov'ev D.A., Solov'ev R.A., 2022. Napryazhenno-deformirovannoe sostoyanie gornogo massiva i krepri pri stroitel'stve podzemnykh sooruzhenii [Stress-strain state of the mountain range and supports during the construction of underground structures]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 1, P. 355–362. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-355-362.

21. Karasev M.A., Tien Tai Nguen, 2022. Metod prognoza napryazhennogo sostoyaniya obdelki podzemnykh sooruzhenii kvazipryamougol'noi i arochnoi form [A method for predicting the stress state of lining underground structures of quasi-rectangular and arched shapes]. Zapiski Gornogo instituta, Vol. 257, P. 807–821. DOI:10.31897/PMI. 2022.17.

22. Zuev B.Yu., 2021. Metodologiya modelirovaniya nelineinykh geomekhanicheskikh protsessov v blochnykh i sloistykh gornykh massivakh na modelyakh iz ekvivalentnykh materialov [A methodology for modeling nonlinear geomechanical processes in blocky and layered mountain massifs using models made of equivalent materials]. Zapiski Gornogo instituta, Vol. 250, P. 542–553. DOI: 10.31897/PMI.2021.4.6.

23. Aliev S.B., Demin V.F., Kainazarov A.S., 2023. Otsenka sostoyaniya prikonturnogo gornogo massiva na sopryazhenii lavy s primykayushchei vyemochnoi vyrabotkoi [Assessment of the condition of the contiguous mountain range at the interface of the lava with the adjacent excavation]. Ugol', № 1, P. 35–39. DOI: 10.18796 /0041-5790-2023-1-35-39.

24. Verbilo P.E., Iovlev G.A., Petrov N.E., Pavlenko G.D., 2022. Primenenie tekhnologii informatsionnogo modelirovaniya dlya marksheiderskogo obespecheniya vedeniya gornykh rabot [Use of information modeling technologies for surveying support of mining operations]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 6-2, P. 60–79. DOI: 10.25018/02361493202262060.

25. Ignatiev S.A., Sudarikov A.E., Imashev A.Zh., 2021. Determination of the stress-strain state of rock mass and zone of inelastic deformation around underground mine excavation using modern methods of numerical modeling. *Journal of Sustainable Mining*, Vol. 20, no. 3, Article 7. DOI: 10.46873/2300-3960.1324.

26. Deev P.V., Tsukanov A.A., 2022. Vliyanie granitsy razdela porod na napryazhennoe sostoyanie massiva v okrestnosti gornoj vyrabotki [The influence of the rock interface on the stress state of the massif in the vicinity of the mine workings]. Izvestiya Tul'skogo

gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, № 1, P. 448–457. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-448-457.

27. Tretenkov I.V., Luk'yanov V.G., 2015. Ustoichivost' gornykh vyrabotok [Sustainability of mining workings]. Tomsk: Izdatel'skii dom TGU, 132 p.

28. Protosenya A.G., Tretenkov I.V., Tulin P.K., Shubin A.A., 2024. Metod prognoza peremeshchenii porod vokrug podgotovitel'nykh vyrabotok na bol'shikh glubinakh pri razrabotke ugol'nykh mestorozhdenii [A method for predicting rock movements around preparatory workings at great depths during the development of coal deposits]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 8, P. 63–78. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_8\_0\_63.

29. Kartoziya B.A., 2023. Ob odnoi yubileinoi date i situatsii v analiticheskoi geomekhanike [About one anniversary date and the situation in analytical geomechanics]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 10, P. 14–18.

30. Kartoziya B.A., 2013. Traditsionnaya inzhenernaya zadacha geomekhaniki [The traditional engineering task of geomechanics]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 1, P. 236–245.

31. Shashenko A.N., Gapeev S.N., 2011. Uprugo-plasticheskaya zadacha ploskogo deformirovaniya sredy s razuprochneniem vokrug otverstiya krugloi formy [The elasto-plastic problem of plane deformation of a medium with softening around a round-shaped hole]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 3, P. 278–282.

32. Tereshchuk R.N., 2013. Upravlenie ustoichivost'yu gornykh vyrabotok s ankernoi krep'yu [Stability management of mining operations with anchorage]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № S1, P. 140–151.

33. Shashenko A.N., Tulub S.B., Sdvizhkova E.A., 2001. Nekotorye zadachi statisticheskoi geomekhaniki [Some tasks of statistical geomechanics]. Kiev: Pul'sari, 243 p.

34. Shashenko A.N., Solodyankin A.V., Gapeev S.N., 2005. Opredelenie napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya porodnogo massiva s uchetom effekta razuprochneniya v zone razrykhleniya [Determination of the stress-strain state of a rock mass, taking into account the softening effect in the loosening zone]. Razrabotka rudnykh mestorozhdenii, Vyp. 88, P. 44–49.

35. Litvinskii G.G., 2017. Zapredel'noe povedenie porod vokrug gornoj vyrabotki (porozhdayushchee reshenie) [Extreme behavior of rocks around the mine (generative solution)]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VPO LNR "DonGTU", № 6 (49), P. 5–14.

36. Litvinskii G.G., 2017. Statika razrusheniya i deformirovaniya porod vokrug gornoj vyrabotki [Static destruction and deformation of rocks around the mine workings]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VPO LNR "DonGTU", Vyp. 7 (50), P. 19–30.

37. Litvinskii G.G., 2018. Kinetika razrusheniya i deformirovaniya porod vokrug gornoj vyrabotki [Kinetics of destruction and deformation of rocks around the mine workings]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VPO LNR "DonGTU", № 10 (53), P. 5–16.

38. Chernyak I.L., 1993. Povyshenie ustoichivosti podgotovitel'nykh vyrabotok [Improving the sustainability of preparatory workings]. Moscow: Nedra, 256 p.

39. Litvinskii G.G., 2017. Obosnovanie minimal'nogo otpora krep'i v gornoj vyrabotke [Justification of the minimum resistance of the support in the mining]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VPO LNR "DonGTU", № 6 (49), P. 15–25.

40. Litvinskii G.G., 2020. Razmery i konfiguratsiya zony zapredel'nykh deformatsii vokrug vyrabotki [Size and configuration of the zone of extreme deformations around the mine]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VO LNR "DonGTU", № 20 (63), P. 5–17.

41. Litvinskii G.G., 2023. Osnovnye rezhimy raboty i geomekhanicheskie para-metry vzaimodeistviya krep'i s gornym massivom [The main modes of operation and geomechanical parameters of the support interaction with the mountain range]. Naukoemkie tekhnologii i oborudovanie v promyshlennosti i stroitel'stve, № 1 (75), P. 5–15.

42. Litvinskii G.G., 2008. Analiticheskaya teoriya prochnosti gornyx porod i massivov [Analytical theory of the strength of rocks and massifs]. Donetsk: Nord-Press, – 207 p.
43. Litvinskii G.G., 2019. Razvitie edinoi teorii prochnosti i zakonomernosti razrusheniya [Development of a unified theory of strength and uniformity of fracture]. Sbornik nauchnykh trudov GOU VPO LNR "DonGTU", № 13 (56), P. 5–18.
44. Shashenko A.N., Solodyankin A.V., Smirnov A.V., 2015. Puchenie porod pochvy v vyrabotkakh ugol'nykh shakht [Heaving of soil rocks in the workings of coal mines]. Dnepropetrovsk: TOV "Lizunov-Pres", 256 p.



**ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ И ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ  
ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР**

УДК 622.83:550.3

**Далатказин Тимур Шавкатович**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией технологии снижения  
риска катастроф при недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58,  
e-mail: [9043846175@mail.ru](mailto:9043846175@mail.ru)

**Зуев Павел Игоревич**

научный сотрудник,  
лаборатория технологии снижения риска ката-  
строф при недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [zuev@igduran.ru](mailto:zuev@igduran.ru)

### РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ЗАВИСИМОСТИ МЕЖДУ ДЕФОРМАЦИОННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ ПО ДАННЫМ ГЕОДЕЗИИ И РАДОНОМЕТРИИ\*

*Аннотация:*

Представлены результаты аналитических исследований по определению эмпирической зависимости между деформационными показателями растяжения и сжатия по данным радонометрии и значениями горизонтальных деформаций по данным геодезического мониторинга для массива горных пород участка промплощадки шахты Северопесчанская. В исследованиях использовались результаты радонометрических и геодезических исследований 2023 г., выполненных для определения возможности использования соотношения содержания долей объемной активности в почвенном воздухе радона-222 и торона для выявления участков деформаций растяжения и участков деформаций сжатия в пределах промплощадки ш. Северопесчанская. Результаты геодезического мониторинга за восьмимесячный период наблюдений использовались как параметрические. Результаты геодезического мониторинга подтвердили достоверность выявления зон деформаций разуплотнения и деформаций сжатия в горном массиве с использованием радонометрии. В результате выполненных аналитических исследований установлены зависимости между значениями деформаций, определенных с использованием геодезии и деформационными показателями, определенными с использованием радонометрии, что позволило определить количественные значения горизонтальных деформаций в радонометрических точках измерения. С использованием метода аппроксимации построена карта распределения горизонтальных деформаций в пределах промплощадки. Опробованная методика, уступающая в точности геодезическим исследованиям, позволяет получить общую картину распределения деформаций не только вдоль профильной геодезической линии, но и по площади исследуемого горного массива с минимальными материальными затратами.

*Ключевые слова:* напряженно-деформированное состояние, горный массив, радон, торон, геодезический мониторинг.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.077

**Dalatkazin Timur Sh.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of Laboratory of technologies  
for reducing the risk of disasters in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg  
e-mail: [9043846175@mail.ru](mailto:9043846175@mail.ru)

**Zuev Pavel I.**

Researcher,  
Laboratory of technologies for reducing  
the risk of disasters in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [zuev@igduran.ru](mailto:zuev@igduran.ru)

### RESULTS OF RESEARCH ON DETERMINING THE DEPENDENCE BETWEEN DEFORMATION PARAMETERS BASED ON GEODESY AND RADONOMETRY DATA

*Abstract:*

The article presents the results of analytical studies aimed at determining the empirical relationship between the deformation indicators of tension and compression based on radonometry data and the values of horizontal deformations based on geodetic monitoring data for the rock mass of the Severopeschanskaya mine site. The study used the results of radonometry and geodetic surveys conducted in 2023 to determine the possibility of using the ratio of the volume activity of radon-222 and thoron in the soil air to identify areas of tension and compression deformations within the Severopeschanskaya mine site. The results of geodetic monitoring over an eight-month observation period were used as parametric. The results of geodetic monitoring confirmed the reliability of identifying zones of decompaction and compression deformations in the rock mass using radonometry. As a result of the performed analytical studies, the dependencies between the values of deformations determined using geodesy and the deformation indicators determined using radonometry were established. The obtained dependencies allowed for the determination of quantitative values of horizontal deformations at radonometric measurement points. Using the approximation method, a map of the distribution of horizontal deformations within the industrial site was constructed. Although this method is less accurate than geodetic surveys, it provides a general picture of the distribution of deformations not only along the profile geodetic line but also across the area of the studied rock mass with minimal material costs.

*Key words:* stress-strain state, rock massif, radon, thoron, geodetic monitoring, empirical relationship

\* Работа выполнена в рамках Гос. задания №075-00410-25-00. Г.р. № 1022040300093-0-1.5.1.

Тема 3 (2025-2027). Выявление закономерностей развития геодинамических процессов в условиях техногенного преобразования недр и разработка мер по повышению безопасности горного производства (FUWE-2025-0003).

### Введение

Учет напряженно-деформированного состояния массива горных пород имеет определяющее значение для обеспечения безопасности проектируемых, строящихся и эксплуатируемых объектов недропользования. В настоящее время количественные параметры поля напряжений определяются с использованием геодезического мониторинга, для чего создаются наблюдательные станции, состоящие из геодезических профильных линий, оборудованных реперами [1]. Вследствие высокой стоимости и трудоемкости оборудования профильных линий детальность и информативность результатов исследований остается невысокой. Решение данной проблемы видится в развитии новых методик геофизических исследований и их внедрении в повседневную практику геодинамической диагностики [2].

С целью повышения информативности диагностики напряженно-деформированного состояния горного массива выполнены аналитические исследования по установлению эмпирической зависимости между значениями горизонтальных деформаций, определенных по результатам геодезического мониторинга и деформационными показателями разуплотнения ( $A_{\text{разупл.}}$ ) и сжатия ( $A_{\text{сжат.}}$ ) по данным радонометрии, определенных на прилегающем к профильной линии участке промплощадки ш. Северопесчанская, г. Краснотурьинск Свердловской области. Были использованы материалы исследований Института горного дела УрО РАН 2023 г. для проверки следующей гипотезы: в соотношении значений объемной активности радона и торона в почвенном воздухе на участках деформаций разуплотнения увеличивается доля радона, а на участках деформаций сжатия увеличивается доля торона по сравнению с соседними, не охваченными деформациями участками горного массива. Для выявления участков деформаций разуплотнения и деформаций сжатия были предложены показатели:

$$A_{\text{разупл.}} = Q_{\text{Rn}} / Q_{\text{Tn}}, \quad (1)$$

и

$$A_{\text{разупл.}} = Q_{\text{Tn}} / Q_{\text{Rn}}, \quad (2)$$

где  $Q_{\text{Rn}}$  – объемная активность радона-222 в пробе почвенного воздуха ( $\text{Бк}/\text{м}^3$ );

$Q_{\text{Tn}}$  – объемная активность торона в пробе почвенного воздуха ( $\text{Бк}/\text{м}^3$ ).

Результаты геодезического мониторинга подтвердили достоверность выявления зон деформаций разуплотнения и деформаций сжатия в горном массиве с использованием радонометрии [3, 4].

#### *Характеристика массива горных пород Северопесчанского полигона*

Северо-Песчанское месторождение является обособленной группой рудных тел Песчанского железорудного месторождения.

Месторождение приурочено к западному контакту Песчанского диоритового массива, прорывающего осадочные и осадочно-вулканогенные толщи коблецкого яруса нижнего девона. В районе месторождения массив представлен диоритами, габбро-диоритами и габбро. Среди образований коблецкого яруса выделяются: внизу мраморизованные известняки и мраморы фроловско-васильевской толщи мощностью свыше 800 м. Стратиграфически выше лежат переслаивающиеся туфопесчаники, туфосланцы и туфы андезитовых порфиритов с прослоями известняков башмаковской или «слоистой» толщи; сверху – роговообманково-плагиоклазовые порфириты и их туфы с резко подчиненным количеством туфопесчаников богословской толщи. С поверхности богословская толща слагает всю площадь Песчанского месторождения.

Вмещающие вулканогенно-осадочные породы и прилегающая часть массива пересекаются многочисленными дайками диабазовых, диоритовых и габбро-диабазовых порфиритов. В пределах Северо-Песчанского месторождения они имеют субмеридиональное простирание с западным падением под углом  $40 - 50^\circ$ . В целом вмещающие породы залегают полого и срезаются крутым контактом интрузии.



Северо-Песчанский меридиональный разлом прослежен как в пределах одноименного участка, так и к северу и югу от него. Направление падения плоскости смесителя в пределах Северо-Песчанского месторождения восточное под углом  $65 - 70^\circ$  [5].

### *Методика исследований и результаты исследований*

Выполнение аналитических исследований по определению зависимости между показателями деформаций по данным радонометрии ( $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$ ) и значениями горизонтальных деформаций, полученных по результатам геодезических измерений для породного массива промплощадки шахты Северопесчанская, происходило в следующей последовательности.

1. Уточнение графика распределения горизонтальных деформаций по профильной линии 12. Числовые параметры горизонтальных деформаций (растяжения, сжатия) земной поверхности определяются на основании периодических инструментальных геодезических измерений расстояний между реперами профильной линии. Положительные значения деформаций соответствуют увеличению интервала – растяжению, отрицательные значения – сжатию. По результатам измерений строится график, на котором максимальные значения горизонтальных деформаций *условно* относят к середине интервала [6 – 7]. Шаг радонометрических измерений при выполнении исследований составлял 10 м, положение значений показателей  $A_{\text{разупл.}}$  (1) и  $A_{\text{сжат.}}$  (2) на карте определено с использованием интерполяции. При этом расстояния между реперами составляют  $23 \div 30$  м и положение пиковых значений на графике распределения деформаций по данным геодезии условно определено на середине интервала между реперами. Следовательно, положение пиковых значений логично определять исходя из данных радонометрии.

Для уточнения местоположения этих пиковых значений на профильной линии использована информация о распределении значений  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  по участку расположения профильной линии 12. Непосредственно на геодезическом профиле 12 радонометрические измерения выполнить не удалось из-за асфальтового покрытия. Для определения зависимости между показателями  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  использованы результаты ближайшей радонометрической профильной линии [9].

В результате построен уточненный график деформаций по профильной линии 12 (рис. 1), где пиковые значения деформаций от середины интервала смещаются в место пикового значения деформационного показателя по радонометрии в данном интервале.

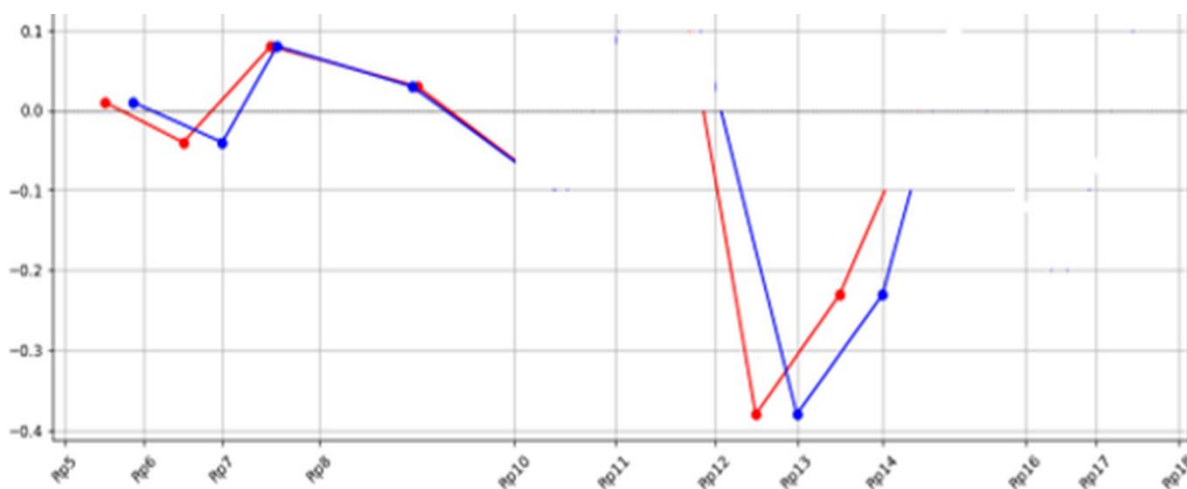


Рис. 1. Графики горизонтальных деформаций по геодезическому профилю 12: красным цветом – распределение деформаций по результатам геодезического мониторинга; синим – распределение деформаций по профильной линии 12 с учетом радонометрии

2. Определение значений деформаций и соответствующие им показатели  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  с использованием графика распределения значений деформаций по профилю и матрицы распределения значений показателей деформаций по данным радонометрии.

С использованием метода построения Делоне в программном обеспечении Surfer формируются матрицы значений  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  [10, 11]. В ходе применения метода Делоне между значениями матрицы происходит интерполяция.

Используя матрицу распределения значений показателей  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  по данным радонометрии при их пересечении профильной линии 12 выполнена выборка значений деформаций по данным геодезии ( $\epsilon$ ) и соответствующих им значений  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$ .

Зная значение переменных  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  в каждой точке матрицы, определяем соответствующие им значения горизонтальных деформаций по уточненному по данным радонометрии графику.

3. Выполняем построение графиков зависимости между горизонтальными деформациями растяжения по данным геодезии и показателями деформаций разуплотнения и сжатия по данным радонометрии (рис. 2, 3).

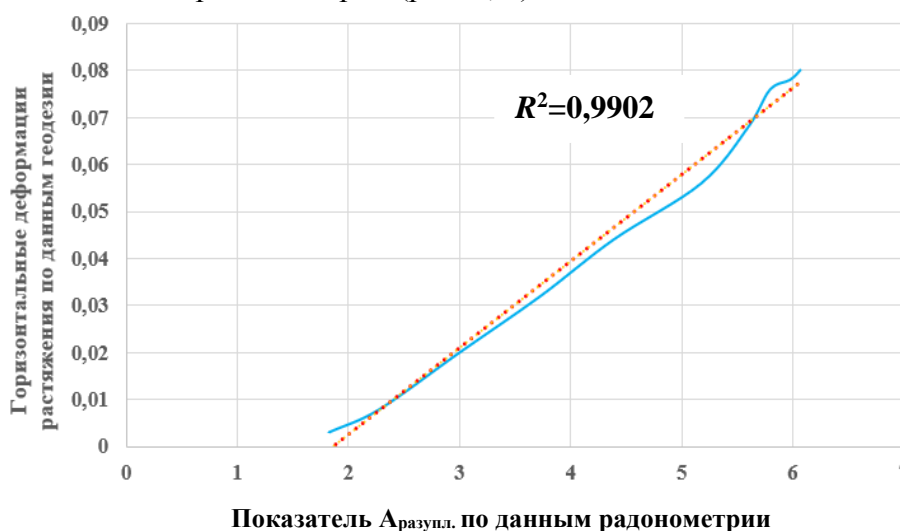


Рис. 2. График зависимости между горизонтальными деформациями растяжения по данным геодезии и показателями деформаций разуплотнения по данным радонометрии. Горный массив ш. Северопесчанская, г. Краснотурьинск Свердловской области, 2023 г.

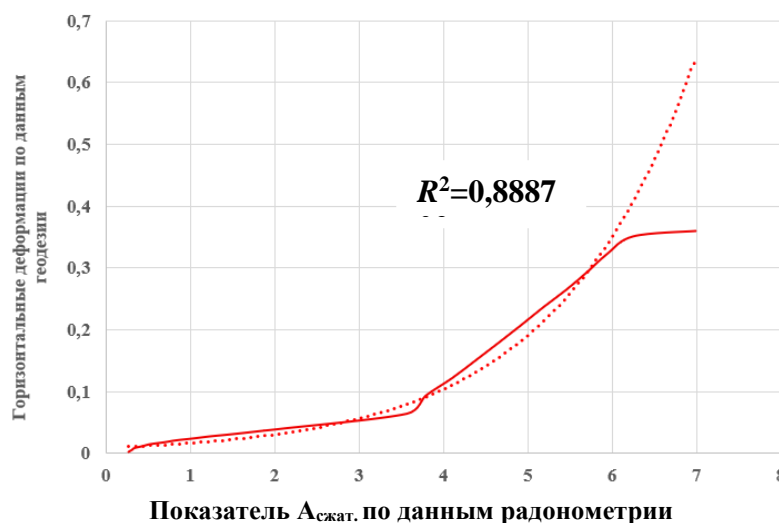


Рис. 3. График зависимости между горизонтальными деформациями сжатия по данным геодезии и показателями деформаций сжатия по данным радонометрии. Горный массив ш. Северопесчанская, г. Краснотурьинск Свердловской области

4. Используя функционал программы Microsoft Excel, определены:  
– эмпирическая зависимость между показателем деформаций разуплотнения по данным радонометрии ( $A_{\text{разупл.}}$ ) и по результатам геодезии:

$$\varepsilon_{\text{разупл.}} = 0,0184A_{\text{разупл.}} - 0,0343, \quad (3)$$

где  $\varepsilon_{\text{разупл.}}$  – величина деформаций разуплотнения;

$A_{\text{разупл.}}$  – показатель деформаций разуплотнения по отношению объемной активности  $Rn$  (Бк/м<sup>3</sup>) к объемной активности  $Tn$  (Бк/м<sup>3</sup>) в почвенном воздухе точки измерения;

– эмпирическая зависимость между показателем деформаций сжатия по данным радонометрии ( $A_{\text{разупл.}}$ ) и по результатам геодезии;

$$\varepsilon_{\text{сжат.}} = 0,0091e^{0,6085A_{\text{сжат.}}}, \quad (4)$$

где  $\varepsilon_{\text{сжат.}}$  – величина деформаций сжатия,

$A_{\text{сжат.}}$  – показатель деформаций сжатия по отношению объемной активности  $Tn$  (Бк/м<sup>3</sup>) к объемной активности  $Rn$  (Бк/м<sup>3</sup>) в почвенном воздухе точки измерения.

5. Используя полученные зависимости (3) – (4), для каждой точки измерения определены численные значения горизонтальных деформаций.

6. На основе полученных значений деформаций построена карта горизонтальных деформаций по результатам комплекса геодезических и радонометрических исследований промплощадки ш. Северопесчанская (рис. 4) [12].

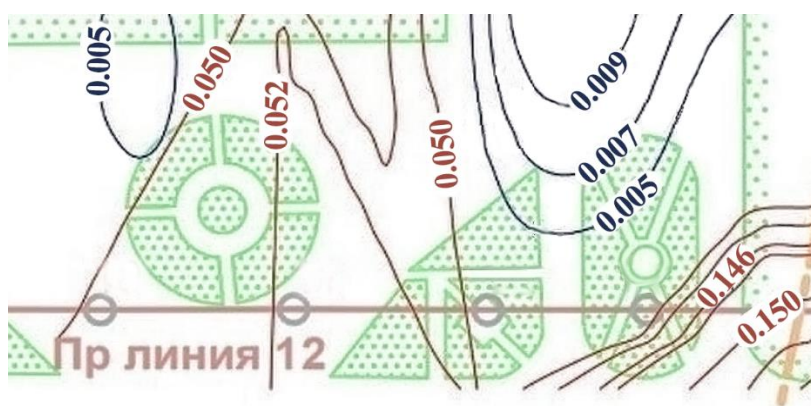


Рис. 4. Фрагмент карты горизонтальных деформаций промплощадки ш. Северопесчанская по данным комплекса геодезических и радонометрических исследований.

Горный массив ш. Северопесчанская, г. Краснотурьинск Свердловской области:  
красные изолинии – деформации растяжения; синие изолинии – деформации сжатия

### Выводы

В результате выполненных аналитических исследований установлена зависимость между значениями деформаций, определенных на геодезической профильной линии 12, расположенной на промплощадке ш. Северопесчанская и деформационными показателями  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  по данным радонометрии. Геодезическая профильная линия 12 использовалась как параметрическая. Показатели  $A_{\text{разупл.}}$  и  $A_{\text{сжат.}}$  определены по соотношению долей объемной активности радона-222 и торона в почвенном воздухе на свободных от искусственного покрытия участках промплощадки без мониторинговых наблюдений.

Полученные зависимости справедливы только для горного массива промплощадки ш. Северопесчанская.

Полученные зависимости позволили определить количественные значения горизонтальных деформаций в радонометрических точках измерения и далее, используя метод аппроксимации, построить карту распределения горизонтальных деформаций в

пределах промплощадки.

Опробованная методика, уступая в точности геодезическим исследованиям, позволяет получить общую картину распределения деформаций не только вдоль профильной геодезической линии, но и по площади исследуемого горного массива с минимальными материальными затратами.

### Список литературы

1. Свидетельство о государственной регистрации базы данных № 2025620941 РФ. Данные наблюдений за процессом сдвижения на Северопесчанском железорудном месторождении за 1974–2002 гг.: заявл. 14.02.2025; опублик. 27.02.2025 / С.В. Усанов, С.А. Ногин, Ю.П. Коновалова [и др.]; правообладатель ИГД УрО РАН.
2. Далатказин Т.Ш., Ведерников А.С., Григорьев Д.В., Зуев П.И., 2022. Опыт применения геофизических методов в комплексе геодинамической диагностики горного массива. *Горная промышленность*, № S1, С.105 – 110.
3. Далатказин Т.Ш., Коновалова Ю.П., Зуев П.И., Шевченко М.Д., 2023. Выявление зон деформаций растяжения и сжатия в массиве горных пород с использованием радонометрии. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, Вып. 4, С.324 – 332.
4. Далатказин Т.Ш., Коновалова Ю.П., Зуев П.И., Шевченко М.Д., 2023. Новые возможности радонометрии в комплексе геодинамической диагностики горного массива. *Проблемы недропользования*, № 4, С. 34-42.
5. *Геология СССР. Т. XII. Пермская, Свердловская, Челябинская и Курганская области. Ч. I. Полезные ископаемые*. Министерство геологии СССР, Урал. территориальное геологическое управление; гл. ред. А.В. Сидоренко; ред. тома: К.К. Золоев. Москва: Недра, 1973, 632 с.
6. *Инженерно-геодезические изыскания для строительства. Общие правила производства работ. СП 317.1325800.2017*: издание официальное: принят и введен в действие с 23 июня 2018 г. Минстрой России, «АИИС», ООО «ИГИИС». Москва: Минстрой России, 2017, 79 с. (Свод правил).
7. *Инженерно-геодезические изыскания для строительства. СП 11-104-97*: издание официальное: принят и введен в действие с 1 января 1998 г / ПНИИИС, ГО «Ростройизыскания», ЦНИИГАиК. Москва, 2005, 76 с. (Система нормативных документов в строительстве).
8. Усанов С.В., Коновалова Ю.П., Ногин С.А., Зотов Д.С., 2025. Систематизация данных многолетнего мониторинга развития сдвижения на Песчанском скарново-магнетитовом месторождении. *Проблемы недропользования*, № 1, С. 25 – 35.
9. Далатказин Т.Ш., 2023. Методические вопросы геодинамического районирования массива горных пород с использованием радонометрии. *Проблемы недропользования*, № 1, С. 64 – 69.
10. Скворцов А.В., 2002. *Триангуляция Делоне и её применение*. Томск: Издательство Томского университета, 128 с.
11. Мальцев К.А., Мухарамова С.С., 2014. *Построение моделей пространственных переменных (с применением пакета Surfer)*. Учеб. пособие. Казань: Казанский университет, 103 с.
12. Голубинский А.Н., 2007. Методы аппроксимации экспериментальных данных и построения моделей. *Вестник Воронежского Института МВД России*, № 2, С.138 – 143.

### References

1. Svidetel'stvo o gosudarstvennoi registratsii bazy dannykh № 2025620941 RF. Dannye nablyudenii za protsessom sdvizheniya na Severopeschanskom zhelezorudnom

mestorozhdenii za 1974–2002 gg. [Data on observations of the displacement process at the Severo-Peschanskoe iron ore deposit for 1974–2002]: zayavl. 14.02.2025; opubl. 27.02.2025 / S.V. Usanov, S.A. Nogin, Yu.P. Konovalova [i dr.]; pravoobladatel' IGD UrO RAN.

2. Dalatkazin T.Sh., Vedernikov A.S., Grigor'ev D.V., Zuev P.I., 2022. Opyt primeneniya geofizicheskikh metodov v komplekse geodinamicheskoi diagnostiki gornogo massiva [Experience of using geophysical methods in a complex of geodynamic diagnostics of a mountain range]. Gornaya promyshlennost', № S1, P.105 – 110.

3. Dalatkazin T.Sh. Konovalova Yu.P., Zuev P.I., Shevchenko M.D., 2023. Vyyavlenie zon deformatsii rastyazheniya i szhatiya v massive gornykh porod s ispol'zovaniem radonometrii [Identification of zones of strain and compression deformations in a rock mass using radonometry]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle, Vyp. 4, P.324 – 332.

4. Dalatkazin T.Sh., Konovalova Yu.P., Zuev P.I., Shevchenko M.D., 2023. Novye vozmozhnosti radonometrii v komplekse geodinamicheskoi diagnostiki gornogo massiva . [New possibilities of radonometry in the complex of geodynamic diagnostics of the mountain range]. Problemy nedropol'zovaniya, № 4, P. 34–42.

5. Geologiya SSSR. T. XII. Permskaya, Sverdlovskaya, Chelyabinskaya i Kurganskaya oblasti. Ch. I . Poleznye iskopaemye [Geology of the USSR. Vol. XII. Perm, Sverdlovsk, Chelyabinsk and Kurgan regions. Part I. Minerals]. Ministerstvo geologii SSSR, Ural. territori-al'noe geologicheskoe upravlenie; gl. red. A.V. Sidorenko; red. toma: K.K. Zoloev. Moscow: Nedra, 1973, 632 p.

6. Inzhenerno-geodezicheskie izyskaniya dlya stroitel'stva . Obshchie pravila proizvodstva rabot. SP 317.1325800.2017 [Engineering and geodetic surveys for construction. General rules of work. SP 317.1325800.201]: izdanie ofitsial'noe: prinyat i vveden v deistvie s 23 iyunya 2018 g. Ministroi Rossii, "AIIS", OOO "IGIIS". Moscow: Ministroi Rossii, 2017, 79 p. (Svod pravil).

7. Inzhenerno-geodezicheskie izyskaniya dlya stroitel'stva. SP 11-104-97 [Engineering and geodetic surveys for construction. SP 11-104-97]: izdanie ofitsial'noe: prinyat i vveden v deistvie s 1 yanvarya 1998 g / PNIIS, GO "Rosstroiiizyskaniya", TsNIIGAiK. Moscow, 2005, 76 p. (Sistema normativnykh dokumentov v stroitel'stve).

8. Usanov S.V., Konovalova Yu.P., Nogin S.A., Zotov D.S., 2025. Sistematizatsiya dannykh mnogoletnego monitoringa razvitiya sdvizheniya na Peschanskom skarnovo-magnetitovom mestorozhdenii. Problemy nedropol'zovaniya, № 1, P. 25 – 35.

9. Dalatkazin T.Sh., 2023. Metodicheskie voprosy geodinamicheskogo raionirovaniya massiva gornykh porod s ispol'zovaniem radonometrii [Methodological issues of geodynamic zoning of a rock mass using radonometry]. Problemy nedropol'zovaniya, № 1, P. 64 – 69.

10. Skvortsov A.V., 2002. Triangulyatsiya Delone i ee primeneniye [Delaunay triangulation and its application]. Tomsk: Izdatel'stvo Tomskogo universiteta, 128 p.

11. Mal'tsev K.A., Mukharamova S.S., 2014. Postroenie modelei prostranstvennykh peremennykh (s primeneniem paketa Surfer) [Building models of spatial variables (using the Surfer package)]. Ucheb. posobie. Kazan': Kazanskii universitet, 103 p.

12. Golubinskii A.N., 2007. Metody approksimatsii eksperimental'nykh dannykh i postroeniya modelei [Methods of experimental data approximation and model construction]. Vestnik Voronezhskogo Instituta MVD Rossii, № 2, P.138 – 143.

УДК 622.85:550.3

**Далатказин Тимур Шавкатович,**  
кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией технологии снижения  
риска катастроф при недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [9043846175@mail.ru](mailto:9043846175@mail.ru)

**Зуев Павел Игоревич,**  
научный сотрудник,  
лаборатория технологии снижения  
риска катастроф при недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [zuev@igduran.ru](mailto:zuev@igduran.ru)

### ГЕОДИНАМИЧЕСКАЯ ДИАГНОСТИКА ПОДРАБОТАННОГО ГОРНОГО МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАДОНОМЕТРИИ\*

#### Аннотация:

В настоящей работе представлены результаты геофизических исследований, проведенных для определения оценки перспективности применения радонометрии в качестве метода для выявления и оконтуривания деформационных участков, а также установления генезиса структурно-геодинамических образований, формирующихся в пределах подработанных массивов горных пород. Исследования проводились на ограниченном по площади участке, расположенном непосредственно над малозаглубленной, погашенной подземной горной выработкой, наличие которой было установлено по результатам предварительных исследований методами электротомографии и сейсморазведки. В ходе работ были установлены закономерности, связывающие показатели растяжения и сжатия, определяемые по данным радонометрии, с уровнем геодинамической активности исследуемого массива. Полученные зависимости позволили разработать методику выявления и классификации деформаций, возникающих в горном массиве, с выделением следующих типов: 1) малоглубинные объекты разуплотнения, характеризующиеся повышенными значениями радона; 2) активные дизъюнктивные нарушения (разрывные геологические структуры), отличающиеся специфическими аномалиями радонового поля; 3) зоны деформаций сжатия, характеризующиеся пониженными значениями радона и специфическими особенностями его распределения.

**Ключевые слова:** сжатие, растяжение, дизъюнктивное нарушение, радон, поле радоновых эманаций, подземная горная выработка.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.084

**Dalatkazin Timur Sh.**  
Candidate of Technical Sciences,  
Head of Laboratory of technologies  
for reducing the risk of disasters in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg  
e-mail: [9043846175@mail.ru](mailto:9043846175@mail.ru)

**Zuev Pavel I.**  
Researcher,  
Laboratory of technologies for reducing  
the risk of disasters in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [zuev@igduran.ru](mailto:zuev@igduran.ru)

### GEODYNAMIC DIAGNOSTICS OF AN UNDERMINED ROCK MASSIF USING RADONOMETRY

#### Abstract:

This paper presents the results of geophysical studies aimed at evaluating the potential of radonometry as a method for detecting and delineating deformation zones, as well as determining the genesis of structural-geodynamic formations within undermined rock masses. The research was conducted on a limited area located directly above a shallow, abandoned underground mine working, the presence of which was confirmed by preliminary surveys using electrical resistivity tomography and seismic methods. The study established correlations between tension and compression indicators, derived from radonometry data, and the level of geodynamic activity in the rock mass. The obtained relationships enabled the development of a methodology for identifying and classifying deformations in the rock mass, distinguishing the following types: 1) shallow decompaction zones characterized by elevated radon levels; 2) active disjunctive faults (fractured geological structures) exhibiting specific radon field anomalies; and 3) compression deformation zones marked by reduced radon values and distinct distribution patterns.

**Key words:** compression, tension, disjunctive fault, radon, radon emanation field, underground mine working.

\* Работа выполнена в рамках Гос. задания № 075-00410-25-00. Г.р. № 1022040300093-0-1.5.1. Тема 3 (2025-2027). (FUWE-2025-0003).



### Введение

Подработанные массивы горных пород формируются в результате воздействия подземных горных работ, что приводит к изменению их естественного напряженно-деформированного состояния. Такие массивы характеризуются наличием зон деформаций разуплотнения, сжатия, повышенной трещиноватости, что требует детального изучения перед принятием решений об их дальнейшем возможном использовании. При решении данной задачи продуктивно применение геофизических методов в различных вариантах комплексирования.

Геофизические исследования подработанного горного массива территории г. Березовский Свердловской области выполнялись в два этапа:

- геофизические исследования по выявлению зон структурного ослабления участка исследований;
- геофизические исследования проявлений современной геодинамической активности.

В ходе первого этапа исследований методом электротомографии на профильной линии в интервале пикетов 65 – 80, на глубине около 10 м, была зафиксирована слабо выраженная аномалия пониженного электрического сопротивления. Данная аномалия предположительно обусловлена разуплотнением горных пород, связанным с наличием заброшенной горизонтальной горной выработки (рис. 1) [1, 2].

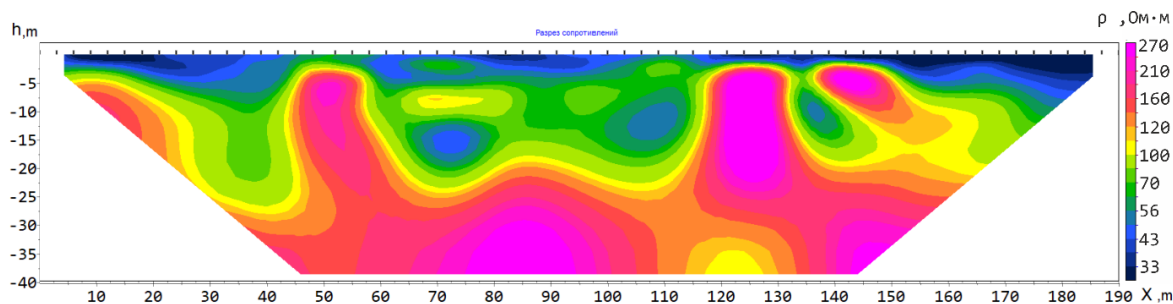


Рис. 1. Геофизический разрез показателя удельного электрического сопротивления по данным электротомографии.

Горный массив участка территории г. Березовский Свердловской области

С целью подтверждения наличия зоны разуплотнения на указанном участке были проведены сейсморазведочные работы. Анализ разреза коэффициента Пуассона выявил локальный участок пониженных значений упругих свойств грунтов в районе глубины 10 м, соответствующий интервалу пикетов 65 – 72. Данная аномалия пространственно совпадает с аномалией, выявленной ранее по результатам электротомографии, что подтверждает интерпретацию о наличии разуплотнения (рис. 2).

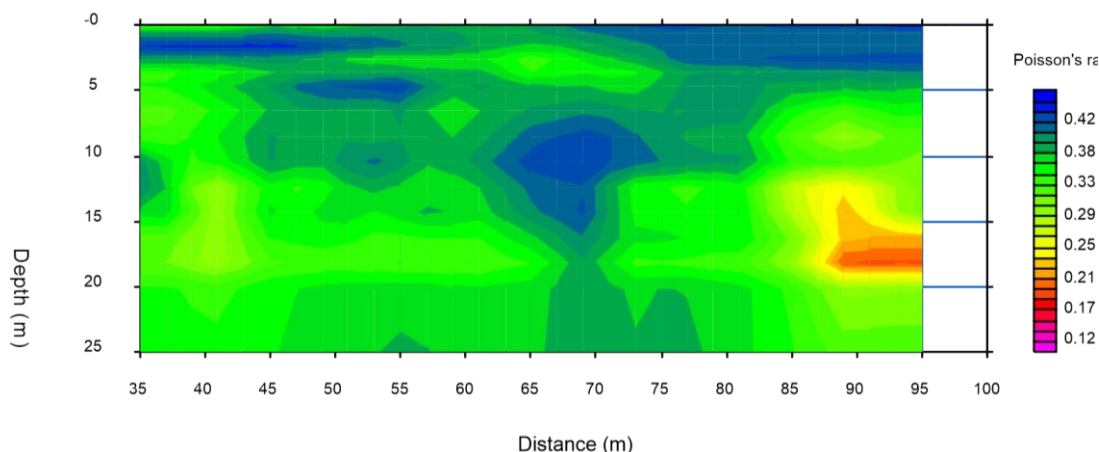


Рис. 2. Геофизический разрез коэффициента Пуассона по данным сейсморазведки.

Горный массив участка территории г. Березовский Свердловской области, 2024 г.

На рассматриваемом участке проведены экспериментальные радонометрические исследования для оценки возможности выявления и оконтуривания деформационных зон.

#### *Объект исследований*

Район исследований, расположенный на юго-западной границе г. Березовский Свердловской области, представлял собой открытую территорию, не занятую застройкой, инженерными сооружениями, лесными массивами или кустарником.

Коренные породы района исследований представлены базальтами афировыми, вариолитами, туфопесчаниками, туфоалевролитами, туффитами, углеродисто-кремнистыми сланцами, зелеными сланцами, микроамфиболитами, амфиболитами, объединенными в Новоберезовскую толщу, имеющую мощность более 2000 м. Породы толщи прорваны многочисленными дайками гранодиорит-порфиров, гранит-порфиров, плагиогранит-порфиров, диоритов и диорит-порфиров. Протяженность даек до 20 км, мощность 2 – 40 м, простирание субмеридиональное, падение крутое. К поперечным трещинам разрыва в дайках приурочены короткие крутопадающие кварцеворудные жилы [3].

Участок исследований находится в районе выхода на поверхность даек Вагнеровская и Параллельная.

В XVIII – начале XX века Березовское месторождение золота разрабатывалось в приповерхностной зоне (до 45–50 м). В этот период было создано свыше 1000 шахт «казенной добычи». Одновременно велась нелегальная старательская добыча с помощью малоглубинных подземных выработок, не имеющих документации. Отсутствие информации о расположении этих выработок представляет угрозу для инженерных объектов на данной территории.

#### *Методика исследований*

Целью экспериментальных исследований являлась оценка применимости радонометрии для выявления и оконтуривания малоглубинных подземных горных выработок. Методика исследований заключалась в комплексировании эманационной съемки для геодинамического районирования горного массива и радонометрических измерениях для выявления деформационных зон, их дифференциации на зоны растяжения и зоны сжатия и определении природы их формирования [4 – 8].

Измерения объемной активности радона (ОАР) (Бк/м<sup>3</sup>) в почвенном воздухе выполнены радиометрами альфа-активных газов РГА-500 по профильным линиям из шпуров глубиной 0,8 – 1,0 м. Шпуры для отбора проб почвенного воздуха бурились бензиновым перфоратором М 58.

*Эманационная съемка для геодинамического районирования горного массива.* Данная методика предусматривает определение геодинамической составляющей поля радона посредством нормирования значений ОАР.

Для реализации данного этапа результаты измерений ОАР группируются по принадлежности к однородным участкам, характеризующимся сходными параметрами:

- по гранулометрическому составу покровных отложений;
- по вещественному составу горных пород;
- по положению уровня грунтовых вод;
- по влагонасыщенности почвы по площади и т.д.

Кроме того, при группировании учитывается временной интервал проведения измерений.

Для каждой точки измерений внутри выделенной группы рассчитываются нормированные значения ОАР:

$$N_i = \frac{Q_i}{Q_{\text{ср. группы}}}, \quad (1)$$

где  $N_i$  – нормированная объемная активность радона точки измерения  $i$ , безразмерная величина;  $Q_i$  – значение объемной активности радона в почвенном воздухе точки измерения на профильной линии, Бк/м<sup>3</sup>;  $Q_{\text{ср. группы}}$  – среднеарифметическое значение объемной активности радона в почвенном воздухе группы значений, Бк/м<sup>3</sup>.

Карта распределения нормированных значений объемной активности радона в почвенном воздухе изучаемой территории служит основой для ее геодинамического районирования [5].

*Методика радонометрических исследований для выявления и дифференциации деформационных зон разуплотнения и сжатия в горном массиве.*

Данная методика предусматривает отдельное определение  $Q_{\text{Rn222}}$  и  $Q_{\text{Tn}}$  в процессе выполнения эманационной съемки. После измерения объемной активности смеси ( $Q_{\text{Rn222}} + Q_{\text{Tn}}$ ) (Бк/м<sup>3</sup>) проба почвенного воздуха остается в измерительной камере (краны закрыты) и выдерживается временная пауза продолжительностью 300 с. За этот период  $T_n$ , содержащийся в пробе, распадается. Выполняется повторное измерение, в результате которого определяется объемная активность  $\text{Rn}_{222}$  [9].

Для выявления зон растяжения горного массива исследуемой территории для каждой точки измерения определяется показатель  $A_{\text{раст.}}$ :

$$A_{\text{раст.}} = \frac{Q_{\text{Rn222}}}{Q_{\text{Tn}}}, \quad (2)$$

где  $Q_{\text{Rn222}}$  – объемная активность  $\text{Rn}_{222}$ , Бк/м<sup>3</sup>;  $Q_{\text{Tn}}$  – объемная активность  $\text{Tn}$ , Бк/м<sup>3</sup>.

По значениям  $A_{\text{раст.}}$  строится карта деформаций растяжения.

Для выявления зон сжатий в горном массиве исследуемой территории для каждой точки измерения определяется показатель  $A_{\text{сжат.}}$ :

$$A_{\text{сжат.}} = \frac{Q_{\text{Tn}}}{Q_{\text{Rn222}}}. \quad (3)$$

По значениям  $A_{\text{сжат.}}$  строится карта деформаций сжатия [6].

*Результаты исследований*

Размеры локального участка исследований, расположенного над аномалией разуплотнения, выявленной методом электротомографии, составляют  $20 \times 35$  м. Исследования проводились по сети  $5 \times 5$  м, что обеспечило выполнение измерений в 40 точках. В каждой точке определялось суммарное содержание объемной активности радона и торона в почвенном воздухе, выраженное как  $(Q_{\text{Rn}} + Q_{\text{Tn}})$ , а также значения  $Q_{\text{Rn}}$  и  $Q_{\text{Tn}}$  по отдельности.

По результатам полевых исследований для каждой точки измерения были определены:

1. Нормированное значение объемной активности почвенного радона ОАР –  $N_i$  (табл. 1).

Для нормирования точки измерения группировались по вещественному составу подстилающих пород, разделенных по результатам электроразведки на породы кислого состава, слагающие дайки и породы вмещающего массива основного состава (рис. 3). Повышенное содержание кремнезема ( $\text{SiO}_2$ ) в породах, слагающих дайки, определяет повышение здесь объемной активности радона в почвенном воздухе по сравнению с участками развития пород основного состава [10].

Все точки наблюдения локального участка исследований попадают в группу, расположенную над кислыми породами даек.

2. Показатель деформаций растяжения по данным радонометрии –  $A_{\text{раст.}}$  (см. табл. 1).

3. Показатель деформаций сжатия по данным радонометрии –  $A_{\text{сжат.}}$  (см. табл. 1).

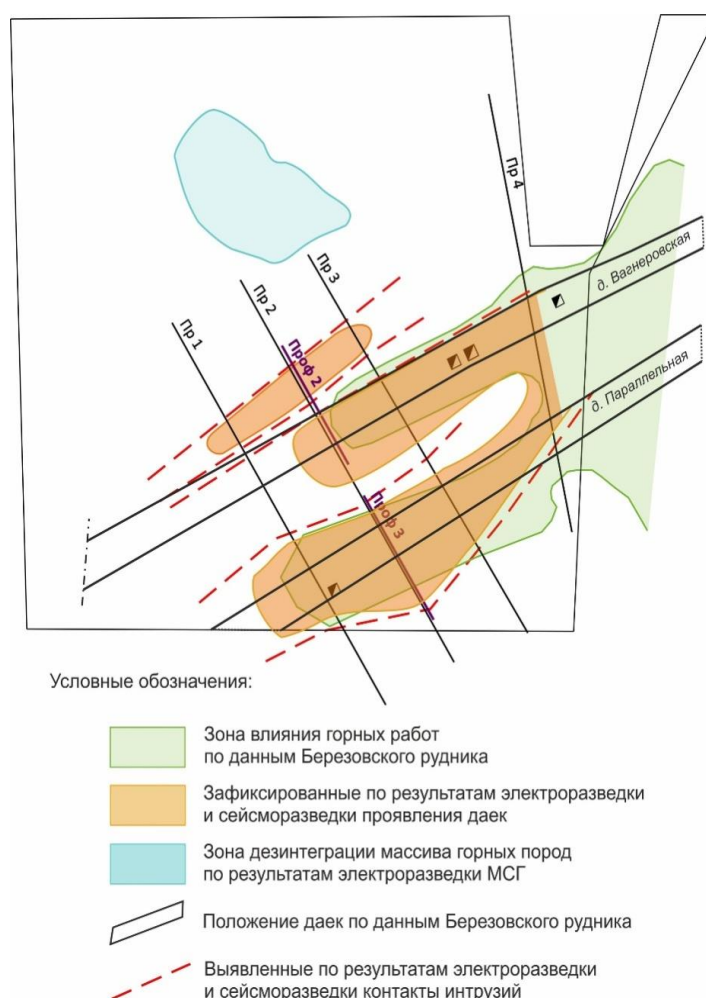


Рис. 3. Схема структурных неоднородностей, составленная по данным электроразведки и сейсморазведки при выполнении первого этапа геодинамического районирования. Горный массив участка территории г. Березовский Свердловской области

Далее были построены карты деформаций растяжения, деформаций сжатия, геодинамического районирования участка исследований (рис. 4).

В соответствии с теоретическими представлениями о механизме формирования поля почвенного радона [4, 11 – 15], полученные результаты интерпретируются следующим образом:

1. В точках с аномально высокими значениями показателя  $A_{\text{раст.}}$  (№ 5, 19, 21, 33, 37; см. табл. 1, см. рис. 4, 5) зафиксированы значения  $N_i$  ниже фоновых. Это свидетельствует о низкой природной геодинамической активности на данном участке, что исключает наличие естественного канала для поступления радона (геодинамически активного дизъюнктивного нарушения). Разуплотнение, вероятно, вызвано техногенным объектом, расположенным на небольшой глубине. В маломощном, приповерхностном и разуплотненном слое с повышенной пористостью миграция  $R_n$  к поверхности осуществляется посредством диффузии (градиент концентрации), конвекции (температурный градиент) и эффузии (градиент давления). Здесь за счет изъятия при ведении горных работ уменьшился эманулирующий  $R_n$  объем горных пород. Концентрация  $R_n$  снижается по сравнению с нетронутыми участками. При этом сохраняется закономерность формирования соотношения концентраций  $R_n$  и  $T_n$  в разуплотненной среде. Таким образом, аномальные значения  $A_{\text{разупл.}}$  при пониженных значениях  $N_i$  могут указывать на наличие малоглубинного объекта разуплотнения [6].

2. Западнее и восточнее участка разуплотнения наблюдаются зоны субмеридионального простирания с аномальными значениями  $A_{\text{сжат.}}$ , сочетающимися с повышен-

ными значениями  $N_i$  (№ 2, 4, 10, 13, 16, 17, 28, 29; см. табл.1, см. рис. 4, 5). Повышение содержания почвенного радона, вероятно, связано с вибровоздействием, сопровождающим процесс сжимающего деформирования горных пород [16 – 19].

3. В северо-западной части участка исследований аномально высокое значение  $N_i$  сочетается с повышенным значением показателя  $A_{\text{разупл.}}$  (точка № 5; см. табл. 1, см. рис. 4, 5). Это объясняется наличием зоны активного дизъюнктивного нарушения с преобладанием деформаций растяжения, способствующих миграции газообразных флюидов.

Таблица 1

**Параметры современной геодинамической активности по данным  
радонометрии на участке исследований.  
Горный массив г. Березовский Свердловской области**

№ точек измерений	$N_i$	$A_{\text{растяж.}}$	$A_{\text{сжат.}}$
1	0,5	0,4	2,6
2	2,1	0,4	2,4
3	0,5	0,5	1,9
4	1,1	0,5	1,8
5	1,5	4,9	0,2
6	0,6	1,0	1,0
7	0,9	0,8	1,2
8	0,7	0,8	1,3
9	1,4	1,0	1,0
10	1,3	0,5	2,0
11	0,6	0,7	1,5
12	0,2	1,4	0,7
13	3,3	0,5	1,9
14	0,9	0,8	1,2
15	1,0	0,5	1,9
16	2,8	0,7	1,5
17	2,2	0,7	1,5
18	1,0	0,6	1,6
19	0,3	7,1	0,1
20	0,7	1,2	0,8
21	0,3	3,3	0,3
22	0,7	1,1	0,9
23	0,3	1,2	0,8
24	0,8	0,7	1,5
25	0,4	0,7	1,4
26	1,2	1,0	1,0
27	1,2	0,6	1,6
28	1,0	0,5	2,1
29	1,4	0,6	1,6
30	0,6	1,0	1,0
31	1,2	1,0	1,0
32	0,4	0,8	1,3
33	0,3	2,8	0,4
34	1,2	0,9	1,2
35	0,7	1,1	0,9
36	0,3	1,8	0,6
37	0,2	2,8	0,4
38	0,9	0,7	1,4
39	0,3	0,9	1,2
40	1,5	0,9	1,1



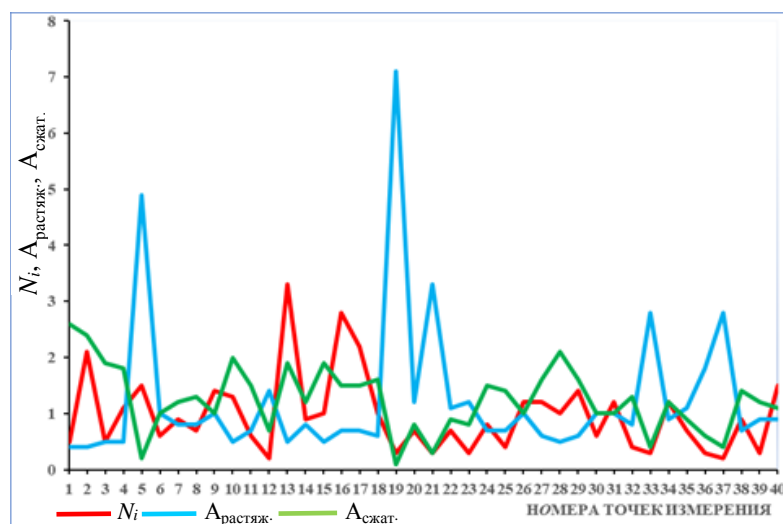


Рис. 4. Диаграммы показателей деформаций растяжения, сжатия, нормированной ОАР по данным радонометрии на участке аномалии разуплотнения по результатам электротомографии и сейсморазведки.  
Горный массив территории г. Березовский Свердловской области

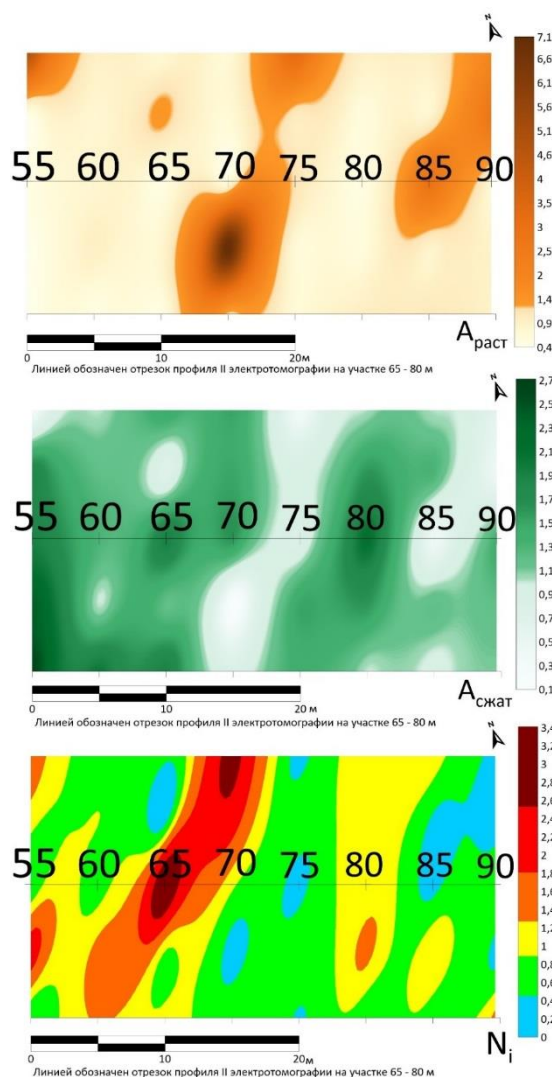


Рис. 5. Карты распределения показателя деформаций растяжения, показателя деформаций сжатия по данным радонометрии относительной современной геодинамической активности на участке аномалии разуплотнения по результатам электротомографии.  
Горный массив территории г. Березовский Свердловской области



### Заключение

В ходе проведенных исследований, основанных на теоретических представлениях о формировании поля почвенного радона, были экспериментально установлены закономерности взаимосвязи между показателями деформаций растяжения, сжатия и геодинамической активности по данным радонометрии. Эти закономерности позволяют выявлять и классифицировать деформации в горном массиве, выделяя следующие типы:

- малоглубинные зоны разуплотнения;
- активные дизъюнктивные нарушения;
- участки деформаций сжатия.

Применение радонометрии для оценки геодинамической обстановки на локальном участке подработанной территории подтвердило высокую эффективность метода, что открывает перспективы для его использования в инженерной геологии.

### Список литературы

1. Zuev P., Vedernikov A., Grigoriev D., 2020. Using the method of electrical imaging for obtaining the modulus of elasticity in open cast mining. *E3S Web of Conferences*, Vol. 192, No. 01030. doi.org/10.1051/e3sconf/202019201030.
2. Ronczka M., Hellman K., Günther T., Wisén R., Dahlin T., 2017. Electric resistivity and seismic refraction tomography: a challenging joint underwater survey at Äspö Hard Rock Laboratory. *Solid Earth*, V. 8, P. 671 – 682. doi.org/10.5194/se-8—671—2017.
3. Государственная геологическая карта Российской Федерации масштаба 1:200 000. Издание второе. Серия Среднеуральская. Лист О-41-XXV. Объяснительная записка / Р.Д. Калугина, В.Ф. Копанев, Е.В. Стороженко [и др.]; Роснедра, ОАО «Уральская ГСЭ». Москва: Московский филиал ФГБУ «ВСЕГЕИ», 2017, 156 с.
4. Уткин В.И., Юрков А.К., 2010. Радон как индикатор геодинамических процессов. *Геология и геофизика*, Т. 51, № 2, С. 277 – 286.
5. Далатказин Т.Ш., 2023. Методические вопросы геодинамического районирования массива горных пород с использованием радонометрии. *Проблемы недропользования*, № 1, С. 64 – 69.
6. Далатказин Т.Ш., Коновалова Ю.П., Зуев П.И., Шевченко М.Д., 2023. Выявление зон деформаций растяжения и сжатия в массиве горных пород с использованием радонометрии. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, Вып. 4, С. 324 – 332.
7. Bossew P., 2003. The radon emanation power of building materials, soils and rocks. *Appl. Radiat. Isot.*, V. 59, 389 – 392.
8. Ульянов В.Ю., 2015. Организация и методика проведения мониторинга радона на площадках АЭС в асейсмичных регионах. *Проблемы недропользования*, № 1, С. 103 – 107.
9. Новиков Г.Ф., Капков Ю.Н., 1965. *Радиоактивные методы разведки*. Ленинград: Недра, 759 с.
10. Сердюкова А.С., Капитонов Ю.Т., 1969. *Изотопы радона и короткоживущие продукты их распада в природе*. Москва: Атомиздат, 312 с.
11. Далатказин Т.Ш., Коновалова Ю.П., Ручкин В.И., Зуев П.И., 2019. Исследования по модернизации использования эманационной съемки в качестве экспресс-метода при геодинамической диагностике. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*, Вып. 4, С. 206 – 220.
12. Ye Y.J., Zhang Y.F., Dai X.T., Ding D.X., 2017. A universal laboratory method for determining physical parameters of radon migration in dry granulated porous media. *J. Environ. Radioact.*, V. 177, 135 – 141.

13. Ялпута Е.А., Базеева Р.П., Донченко Э.В., Шалованов О.Л., Салий С.Г., Бородин Д.С., 2020. Методы мониторинга радоновыделения для изучения геодинамически активных зон горного массива. *Журнал теоретической и прикладной механики*, № 3 (72), С. 57 – 64.
14. Семинский К.Ж., Бобров А.А., Дэмбэрэл С., 2019. Радоновая и тектоническая активность разломов земной коры (на примере Центральной Монголии). *Геология и геофизика*, Т. 60, № 2, С. 243 – 255
15. Спивак А.А., 2008. Объемная активность подпочвенного радона в зонах тектонических нарушений. *Геофизика межгеосферных взаимодействий*. Москва: ГЕОС, С. 235 – 247.
16. Уткин В.И., Юрков А.К., Козлова И.А., 2008. Выделение радона из горных пород при воздействии на них упругих колебаний различного диапазона. *Геофизика XXI столетия: сб. тр. девярых геофизических чтений им. В.В. Федынского*. Тверь: ООО Изд-во «ГЕРС», С. 317 – 320.
17. Ball T.K., Cameron D.G., Colman T.B., Roberts P.D. 1991. Behaviour of radon in the geological environment: a review. *Q. J. Eng. Geol. Hydrogeol.*, V. 24, P. 169 – 182.
18. Адушкин В.В. [и др.], 2005. Резонансные особенности эсхалации природного радона. *ДАН*, Т. 400, № 3, С. 369 – 371.
19. Селюков Е.И., Стигнеева Л.Т., 2010. *Краткие очерки практической микро-геодинамики*. Санкт-Петербург: Питер, 176 с.

### References

1. Zuev P., Vedernikov A., Grigoriev D., 2020. Using the method of electrical imaging for obtaining the modulus of elasticity in open cast mining. *E3S Web of Conferences*, Vol. 192, No. 01030. doi.org/10.1051/e3sconf/202019201030.
2. Ronczka M., Hellman K., Günther T., Wisén R., Dahlin T., 2017. Electric resistivity and seismic refraction tomography: a challenging joint underwater survey at Äspö Hard Rock Laboratory. *Solid Earth*, V. 8, R. 671 – 682. doi.org/10.5194/se-8—671—2017.
3. Gosudarstvennaya geologicheskaya karta Rossiiskoi Federatsii masshtaba 1 : 200 000 [The 1:200,000 scale State Geological Map of the Russian Federation]. Izdanie vtroe. Seriya Sredneural'skaya. List O-41-XXV. Ob'yasnitel'naya zapiska / R.D. Kalugina, V.F. Kopanев, E.V. Storozhenko [i dr.]; Rosnedra, OAO "Ural'skaya GSE". Moscow: Moskovskii filial FGBU "VSEGEI", 2017, 156 p.
4. Utkin V.I., Yurkov A.K., 2010. Radon kak indikator geodinamicheskikh protsessov. *Geologiya i geofizika* [Radon as an indicator of geodynamic processes], Vol. 51, № 2, P. 277 – 286.
5. Dalatkazin T.Sh., 2023. Metodicheskie voprosy geodinamicheskogo raionirovaniya massiva gornyx porod s ispol'zovaniem radonometrii . [Methodological issues of geodynamic zoning of a rock mass using radonometry]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 1, P. 64 – 69.
6. Dalatkazin T.Sh., Konovalova Yu.P., Zuev P.I., Shevchenko M.D., 2023. Vyyavlenie zon deformatsii rastyazheniya i szhatiya v massive gornyx porod s ispol'zovaniem radonometrii [Identification of zones of strain and compression deformations in a rock mass using radonometry]. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*, Vyp. 4, P. 324 - 332.
7. Bossew P., 2003. The radon emanation power of building materials, soils and rocks. *Appl. Radiat. Isot.*, V. 59, 389 – 392.
8. Ul'yanov V.Yu., 2015. Organizatsiya i metodika provedeniya monitoringa radona na ploshchadkakh AES v aseismichnykh regionakh [Organization and methodology of radon monitoring at NPP sites in aseismic regions]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 1, P. 103-107.
- 9 Novikov G.F., Kapkov Yu.N., 1965. Radioaktivnye metody razvedki [Radioactive methods of purification]. Leningrad: Nedra, 759 p.

10. Serdyukova A.S., Kapitonov Yu.T., 1969. Izotopy radona i korotkozhivushchie produkty ikh raspada v prirode [Radon isotopes and short-lived decay products in nature]. Moscow: Atomizdat, 312 p.
11. Dalatkazin T.Sh., Konovalova Yu.P., Ruchkin V.I., Zuev P.I., 2019. Issledovaniya po modernizatsii ispol'zovaniya emanatsionnoi s"emki v kachestve ekspress-metoda pri geodinamicheskoi diagnostike [Research on the modernization of the use of emanation extraction as an express method in geodynamic diagnostics]. Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo uni-versiteta. Nauki o Zemle, Vyp. 4, P.206 – 220
12. Ye Y.J., Zhang Y.F., Dai X.T., Ding D.X., 2017. A universal laboratory method for determining physical parameters of radon migration in dry granulated porous media. J. Environ. Radioact., V. 177, 135 – 141.
13. Yalputa E.A., Bazeeva R.P., Donchenko E.V., Shalovanov O.L., Salii S.G., Borodin D.S., 2020. Metody monitoringa radonovydeleniya dlya izucheniya geodinamicheskii aktivnykh zon gornogo massiva [Radon emission monitoring methods for studying geodynamically active zones of the mountain range]. Zhurnal teoreticheskoi i prikladnoi mekhaniki, № 3 (72), P. 57 – 64.
14. Seminskii K.Zh., Bobrov A.A., Demberel S., 2019. Radonovaya i tektonicheskaya aktivnost' razlomov zemnoi kory (na primere Tsentral'noi Mongolii) [Radon and tectonic activity of crustal faults (on the example of Central Mongolia)]. Geologiya i geofizika, Vol. 60, № 2, P. 243 – 255
15. Spivak A.A., 2008. Ob"emnaya aktivnost' podpochvennogo radona v zonakh tektonicheskikh narushenii [The volume activity of subsurface radon in the zones of tectonic disturbances]. Geofizika mezhgeosfernykh vzaimodeistvii. Moscow: GEOS, P. 235 – 247.
16. Utkin V.I., Yurkov A.K., Kozlova I.A., 2008. Vyделение radona iz gornykh porod pri vozdeistvii na nikh uprugikh kolebaniy razlichnogo diapazona [Isolation of radon from rocks when exposed to elastic vibrations of various ranges] // Geofizika XXI stoletiya: sb. tr. devyatykh geofizicheskikh chtenii im. V.V. Fedynskogo. Tver': OOO Izd-vo "GERS", P. 317 - 320.
17. Ball T.K., Cameron D.G., Colman T.B., Roberts P.D. 1991. Behaviour of radon in the geological environment: a review. Q. J. Eng. Geol. Hydrogeol., V. 24, P. 169 – 182.
18. Adushkin V.V. [i dr.], 2005. Rezonansnye osobennosti eskhalyatsii prirodnogo radona [Resonant features of natural radon escalation]. DAN, Vol. 400, № 3, P. 369 – 371.
19. Selyukov E.I., Stigneeva L.T., 2010. Kratkie ocherki prakticheskoi mikrogeodinamiki [Brief sketches of practical microgeodynamics]. Sankt-Peterburg: Piter, 176 p.



## **ГЕОИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР**

УДК 622.271.33

**Яковлев Виктор Леонтьевич,**  
доктор технических наук, профессор,  
советник РАН, член-корреспондент РАН,  
главный научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [yakovlev@igduran.ru](mailto:yakovlev@igduran.ru)

**Яковлев Алексей Викторович,**  
кандидат технических наук,  
заведующий сектором устойчивости  
бортов карьеров,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [lubk\\_igd@mail.ru](mailto:lubk_igd@mail.ru)

**Шимкив Екатерина Сергеевна,**  
научный сотрудник,  
сектор устойчивости бортов карьеров,  
Институт горного дела УрО РАН

**Соколов Василий Владимирович,**  
младший научный сотрудник,  
сектор устойчивости бортов карьеров,  
Институт горного дела УрО РАН

#### **СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ РИСКОВ НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРОВ\***

##### *Аннотация:*

Оценка рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров в массивах скальных горных пород должна базироваться на результатах комплексного мониторинга состояния прибортовых массивов, выявлении опасных зон, исследовании причин деформаций с учетом изменяющегося во времени гравитационно-тектонического поля напряжений. Разработана обобщенная систематизация геомеханических рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров на основе учета влияния тектонических напряжений в зависимости от масштаба участка деформирования. Для условий конкретного карьера реестр рисков может быть детализирован по результатам пополнения базы данных о деформациях прибортовых массивов, при этом отнесение вероятных деформаций бортов и уступов к соответствующей категории риска должно производиться с учетом возможности тектонической подвижки массива и ухудшения прочностных свойств по протяженной трещине на основе геомеханических расчетов.

**Ключевые слова:** карьер, борт, уступ, риск нарушения устойчивости, деформация, тектонические напряжения, протяженная трещина, структура массива горных пород, прочностные свойства.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.095

**Yakovlev Viktor L.**  
Doctor of Technical Sciences, Professor,  
Advisor to the RAS,  
Corresponding Member of the RAS,  
Chief Researcher,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str., 62075 Ekaterinburg  
e-mail: [yakovlev@igduran.ru](mailto:yakovlev@igduran.ru)

**Yakovlev Alexey V.**  
Candidate of Technical Sciences,  
Head of the Sector of stability  
of quarry boards,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [lubk\\_igd@mail.ru](mailto:lubk_igd@mail.ru)

**Shimkiv Ekaterina S.**  
Researcher,  
Sector of stability of quarry boards,  
Institute of Mining UB RAS

**Sokolov Vasily V.**  
Junior Researcher,  
Sector of stability of quarry boards,  
Institute of Mining UB RAS

#### **SYSTEMATIZATION OF GEOMECHANICAL RISKS OF INSTABILITY SIDES AND LEDGES OF QUARRIES**

##### *Abstract:*

The assessment of the risks of instability of sides and ledges of quarries in rock formations should be based on the results of comprehensive monitoring of the condition of instrument arrays, identification of hazardous areas, and investigation of the causes of deformations, taking into account the time-varying gravitational-tectonic stress field. A generalized systematization of geomechanical risks of disruption of the stability of sides and ledges of quarries has been developed based on the consideration of the influence of tectonic stresses depending on the scale of the deformation site. For the conditions of a particular quarry, the risk register can be detailed based on the results of updating the database on deformations of instrument arrays, while assigning probable deformations of the sides and ledges to the appropriate risk category should take into account the possibility of tectonic mass movement and deterioration of strength properties through a stretched crack based on geomechanical calculations.

**Key words:** quarry, side, ledge, risk of instability, deformation, tectonic stresses, extended crack, rock mass structure, strength properties.

\* Статья подготовлена при выполнении Гос. задания №075-00410-25-00. № гос. рег. 125070908257-0. Тема 1 (2025-2027). Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001).

## Введение

В соответствии с [1] эксплуатирующей организацией должен выполняться прогноз устойчивости бортов и уступов карьеров, в том числе оценка и управление рисками нарушения устойчивости их бортов и уступов, развития аварийных ситуаций, минимизации негативных последствий от развития деформаций.

В дополнение к [1] в ИПКОН РАН разработаны методические указания [2], которые содержат предложения и рекомендации по оценке и управлению рисками, организации мониторинга и выработке мероприятий по управлению устойчивостью бортов и уступов карьеров.

В [1] указано, что обоснование параметров устойчивости бортов и уступов карьеров, а также перечень мер по обеспечению их устойчивости определяется техническим проектом разработки месторождения полезных ископаемых. Изучение массивов горных пород должно вестись на стадиях освоения месторождения: геологоразведка, проектирование, эксплуатация, ликвидация (консервация) горных выработок. В случае выявления в процессе отработки карьера отклонений от значений физико-механических характеристик и (или) структуры массива горных пород, принятых для оценки устойчивости бортов и уступов карьеров при проектировании, должен проводиться перерасчет параметров бортов и уступов с учетом вновь полученных исходных данных.

По мере формирования выработанного пространства карьера из-за воздействия тектонических напряжений на некоторых участках массива происходят периодические подвижки, вызывающие изменение структуры и прочностных свойств пород по трещинам, в результате чего с течением времени изменяются условия устойчивости бортов и уступов, поэтому выявление опасных зон, исследование причин и оценка рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров в массивах скальных горных пород с учетом изменяющегося во времени гравитационно-тектонического поля напряжений является актуальной задачей.

### Оценка уровня рисков с помощью матрицы

Оценку уровня рисков рекомендуется производить по матрице (рис. 1), приведенной в [2], на основе вероятности (табл. 1) и тяжести последствий (табл. 2) с последующим выбором мер реагирования.

Матрица рисков			Последствия				
			Незначительные	Низкие	Средние	Высокие	Чрезвычайные
			1	2	3	4	5
Вероятность риска							
Качественная		Количественная					
A	Очень высокая	>40%	Средний	Высокий	Высокий	Очень высокий	Очень высокий
B	Высокая	20÷40%	Низкий	Средний	Высокий	Высокий	Очень высокий
C	Средняя	10÷20%	Низкий	Низкий	Средний	Высокий	Очень высокий
D	Низкая	1÷10%	Очень низкий	Низкий	Средний	Высокий	Очень высокий
E	Очень низкая	<1%	Очень низкий	Низкий	Средний	Средний	Высокий

Рис. 1. Матрица рисков для определения уровня риска



Таблица 1

## Качественная оценка вероятности неблагоприятного события

Категория	Качественная оценка	Характеристика событий
A	Весьма высокая	Событие происходило часто. Событие ожидаемо с высокой степенью вероятности в ближайшее время.
B	Высокая	Событие происходило неоднократно. Произойдет с высокой степенью определенности.
C	Средняя	Событие происходило ранее и может произойти в будущем.
D	Низкая	Событие может произойти при маловероятном стечении обстоятельств.
E	Очень низкая	Событие может произойти только при непрогнозируемом стечении форс-мажорных обстоятельств.

Таблица 2

## Оценка тяжести последствий обрушений бортов и уступов карьеров

Тяжесть последствий				
Незначительные	Низкие	Средние	Высокие	Чрезвычайные
Обрушение на отдельном участке вне зоны ведения горных работ, не влияющее на технологический процесс	Ликвидация обрушения требует несколько дней или не влияет на технологический процесс	Краткосрочная ликвидация обрушения	Потеря подготовленных к выемке запасов	Угроза жизни и здоровью людей
	Обрушение откосов с коротким периодом эксплуатации	Простои основного технологического оборудования	Среднесрочная ликвидация последствий обрушения	Потеря транспортного съезда (при отсутствии резервного)
	Обрушения не оказывают влияния на внутрикарьерную инфраструктуру	Повреждение оборудования и инфраструктуры, требующее ремонта	Повреждение и длительные простои основного технологического оборудования и/или инфраструктуры, требующее капитального ремонта	Нарушение технологического цикла, требующее технического перевооружения
	Повреждения оборудования отсутствуют	Восстановление съезда или ремонт путей откатки	Потеря основного технологического оборудования и/или инфраструктуры  Потеря транспортного съезда (при наличии резервного)	

Геомеханические риски влекут за собой вероятность возникновения обрушений и тяжесть их последствий [3]. Вероятность риска оценивается на основе предположения (экспертных оценок), либо по результатам количественного анализа, либо по фактическим данным о частоте события. Тяжесть последствий обрушений для различных масштабов откосов (уступ, группа уступов и борт) оценивается качественно.

*Деформации бортов и уступов  
в гравитационно-тектоническом поле напряжений*

Устойчивость бортов и уступов в скальных породах без учета тектонических напряжений зависит от ориентировки и прочностных свойств поверхностей ослабления в массиве. Наибольшее влияние на устойчивость уступов оказывают протяженные трещины, имеющие падение в направлении выработанного пространства карьера и низкие прочностные свойства по поверхности ослабления.

Деформирование бортов и уступов карьеров в скальных массивах вызывается совместным воздействием гравитационного и тектонического полей напряжений [4 – 9].

При прогнозировании деформаций откосов на карьерах необходимо различать понятия «устойчивость отдельного уступа или группы уступов» и «устойчивость борта карьера в целом» [10]. Если для уступа или участка борта основным видом структурных неоднородностей, влияющих на их устойчивость, являются, как правило, трещины VI и V ранга [1] протяженностью первые десятки метров, то устойчивость борта определяется неблагоприятно ориентированными структурными неоднородностями V и IV ранга протяженностью десятки и первые сотни метров.

При гравитационно-тектоническом типе напряженно-деформированного состояния в нетронutom массиве максимальная и промежуточная компоненты главных напряжений горизонтальны и определяются тектоническими силами, действующими в рассматриваемом регионе, а минимальная компонента ориентирована в вертикальной плоскости [4, 10 – 12].

На основании изучения данных по месторождениям полезных ископаемых, которые располагаются на Урале, было выявлено, что ориентировка главного максимального напряжения в современную геологическую эпоху имеет два основных азимута [13]. С начала тектонической активизации Уральского орогена главное максимальное напряжение было ориентировано по азимуту, имеющему среднее значение  $285^\circ$ . Изучение активных тектонических нарушений и современной речной сети показало, что в четвертичном периоде выявилось существенное влияние главного максимального напряжения со средним азимутом  $260^\circ$ . В настоящее время оба этих направления действуют одновременно [14].

При формировании выработанного пространства карьера параметры тектонического поля напряжений изменяются вблизи откосов уступов и участков бортов. Максимальная компонента тектонической силы в результате трансформации поля напряжений ориентирована в массиве согласно с углом наклона борта карьера [4, 15].

При расчетной оценке устойчивости борта в целом следует учитывать горизонтальную направленность тектонической силы  $F_T$ , поскольку потенциальная поверхность скольжения располагается на значительном удалении от поверхности борта, а при расчетной оценке устойчивости уступа или участка борта – изменение направления действия тектонической силы  $F_T$  вблизи откоса.

В статье [12] показано, как при тектоническом воздействии на массив устойчивость уступов и участков бортов может не обеспечиваться в зависимости от ориентировки и характеристики поверхности протяженной трещины.

В качестве примера для условий Качканарского ГОКа в табл. 3 и на рис. 2 показано изменение параметров устойчивости уступа высотой 30 м с углом откоса  $60^\circ$ , подсеченного протяженной трещиной, при сцеплении по трещине  $C' = 0,2$  МПа и угле трения по трещине  $\varphi' = 15^\circ$ .

Расчеты проведены по разработанной методике [12] в плоской постановке задачи при наличии в массиве протяженной трещины, имеющей падение в направлении выработанного пространства карьера, с использованием разработанной компьютерной программы в редакторе Excel.

Таблица 3

**Результаты расчетов устойчивости уступа высотой 30 м  
с углом откоса 60° при  $C' = 0,2$  МПа и  $\varphi' = 15^\circ$**

Угол падения трещины $\beta$ , град.	Коэффициент запаса устойчивости ( $n$ ) при $F_T$									
	0 МН	4,0 МН	4,5 МН	5,0 МН	5,5 МН	6,0 МН	6,5 МН	7,0 МН	7,5 МН	8,0 МН
10	4,41	3,56	3,48	3,40	3,32	3,25	3,18	3,12	3,05	2,99
20	2,49	1,89	1,83	1,78	1,74	1,69	1,65	1,61	1,57	1,53
30	2,00	1,38	1,33	1,29	1,24	1,20	1,17	1,13	1,10	1,07
40	2,07	1,21	1,15	1,10	1,05	1,01	0,97	0,93	0,90	0,86
50	3,12	1,26	1,17	1,10	1,03	0,97	0,92	0,87	0,83	0,79

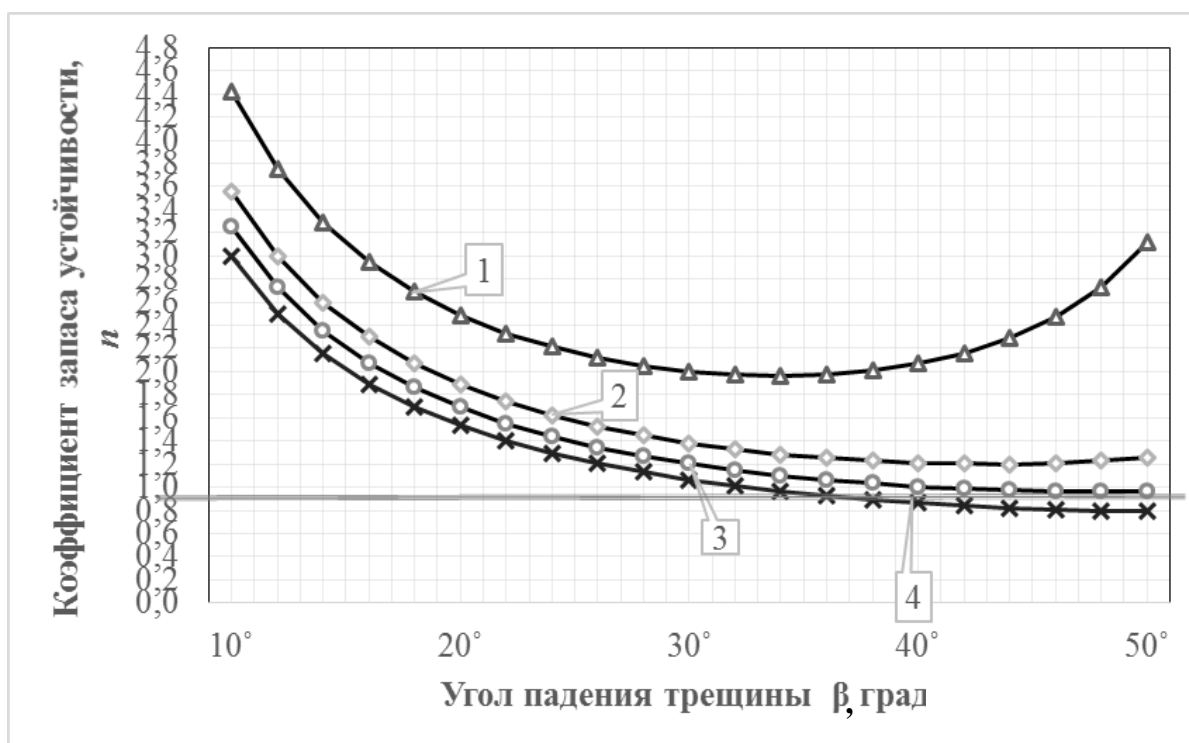


Рис. 2. Результаты расчетов устойчивости уступа высотой 30 м с углом откоса 60° при  $C' = 0,2$  МПа и  $\varphi' = 15^\circ$ :

1 –  $F_T = 0$  МН; 2 –  $F_T = 4,0$  МН; 3 –  $F_T = 6,0$  МН; 4 –  $F_T = 8,0$  МН

При расчете без учета тектонических сил ( $F_T = 0$  МН) уступ оказывается устойчивым при любом угле падения протяженной трещины в направлении выработанного пространства карьера.

Нарушение устойчивости уступа в зависимости от величины  $F_T$  прогнозируется при следующих значениях угла падения трещины:

- более  $42^\circ$  при  $F_T = 6,0$  МН;
- более  $33^\circ$  при  $F_T = 8,0$  МН.

Разработанная компьютерная программа позволяет установить предельные параметры уступа ( $h$  и  $\alpha$ ) или группы уступов, изменяя прочностные свойства ( $C'$  и  $\phi'$ ) протяженной трещины, угол ее падения  $\beta$  и величину  $F_T$ .

*Виды, причины и степень опасности деформаций бортов и уступов карьеров в массивах скальных горных пород*

Деформации бортов, участков бортов и уступов карьеров могут происходить внезапно или иметь продолжительный подготовительный период.

Внезапное обрушение происходит по готовым протяженным поверхностям тектонического происхождения, чаще в процессе постановки уступов в предельное положение. При наличии подпорной стенки на рабочих уступах внезапного обрушения обычно не наблюдается.

На уступах, поставленных в предельное положение, деформации могут не происходить в течение многих лет. Однако при тектоническом воздействии на массив горных пород условия устойчивости бортов, участков бортов и уступов изменяются, что приводит к возникновению деформаций, степень опасности которых определяется удаленностью от рабочей зоны и транспортных берм.

При оценке рисков следует учитывать необходимость обеспечения сохранности транспортных коммуникаций и минимизации воздействия взрывных работ на изменение структуры законтурного массива горных пород.

Риск деформации бортов карьера по всей высоте следует отнести к категории D (см. табл. 1) с низкой вероятностью неблагоприятного события, поскольку параметры бортов обосновываются по результатам расчетов устойчивости с необходимым коэффициентом запаса в соответствии с принятой геомеханической моделью прибортового массива, в которой должно быть предусмотрено участие протяженных тектонических трещин в поверхности скольжения. Учитывая тяжесть последствий (см. табл. 2), возникновение деформаций бортов карьеров в соответствии с матрицей (см. рис. 1), риск можно отнести к категории D4 (высокий) и даже к категории D5 (чрезвычайный). Формирование крупномасштабных деформаций бортов карьера определяется совокупностью факторов: тектоническая подвижность, структуры различных рангов, прочностные свойства пород, обводненность борта и др.

Риск деформации участков бортов следует отнести к категории D с низкой вероятностью неблагоприятного события, основываясь на результатах расчетов устойчивости бортов карьеров. С учетом тяжести последствий риск деформации участков бортов карьеров можно отнести к категории D3 (средний), так как возникает необходимость проведения анализа ситуации и разработки мероприятий по снижению риска до приемлемого уровня, ликвидации последствий данного процесса, проведения мониторинга устойчивости геомеханической службой предприятия, возможны простои технологического оборудования.

Деформации групп уступов в скальных породах обусловлены наличием протяженных поверхностей ослабления. Эти деформации в рабочей зоне карьера и вблизи транспортных берм (категория D4) представляют опасность для персонала и могут нарушить производственный процесс.

Риск деформации уступов следует отнести к категории C или B, так как локальные обрушения уступов – наиболее распространенный вид нарушения устойчи-

вости скальных прибортовых массивов карьеров. Обрушение на отдельном участке вне зоны ведения горных работ не влияет на технологический процесс, поэтому тяжесть последствий локальных обрушений уступов, поставленных в предельное положение, можно отнести к незначительной или низкой, что по матрице рисков соответствует категориям C1, C2 или B1. Тяжесть последствий при возникновении вывалов на уступах в рабочей зоне можно оценить как среднюю, так как возникает необходимость проведения анализа ситуации и разработки мероприятий по снижению риска категории C3 до приемлемого уровня, ликвидации последствий данного процесса, проведения мониторинга устойчивости геомеханической службой предприятия, возможны простои технологического оборудования.

Деформации уступов в скальных породах обусловлены наличием систем трещин или единичных протяженных трещин неблагоприятной ориентации, сланцеватости, локальных зон слабых или дезинтегрированных пород. Взрывные работы при оформлении уступов вызывают дополнительное изменение структуры законтурного массива.

В скальных породах максимально достижимый генеральный угол борта во многом обуславливается конструктивными параметрами уступов и берм, в таких условиях обеспечение локальной устойчивости уступов имеет первостепенное значение. Для минимизации рисков необходимо расчетное обоснование ширины предохранительных берм, чтобы обеспечить их улавливающую способность в случае обрушения вышележащего уступа.

Риск деформации транспортных берм следует отнести к категории D с низкой вероятностью неблагоприятного события, основываясь на результатах расчетов устойчивости бортов карьеров. Тяжесть последствий при возникновении деформаций транспортных берм можно отнести к средней (категория D3) или высокой (категория D4), так как возникает необходимость проведения анализа ситуации и разработки мероприятий по снижению риска до приемлемого уровня, ликвидации последствий данного процесса (восстановление съезда), проведения мониторинга устойчивости геомеханической службой предприятия, возможны простои технологического оборудования. При отсутствии резервного съезда тяжесть последствий разрушения транспортной бермы можно отнести к чрезвычайной ситуации (категория D5).

Риск камнепада часто имеет место в случае крутых углов откоса уступов и/или участков борта между транспортными съездами или при большой высоте уступов. Деформации осыпания и камнепады возникают за счет нарушения верхней бровки уступов взрывными работами.

В табл. 4 приведена систематизация геомеханических рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров на основе учета влияния тектонических напряжений в зависимости от масштаба участка деформирования.

На этапе проектирования риск не должен превышать среднего уровня [2]. На этапе эксплуатации на участке с риском среднего уровня допускается ведение горных работ при условии внедрения мероприятий, разработанных на этапе проектирования или по результатам мониторинга.

Оценку рисков нарушения устойчивости бортов при проектировании предлагается производить с учетом подвижности массива под воздействием регионального поля тектонических напряжений. По мере развития горных работ и постановки уступов в предельное положение появляется возможность дополнительного изучения структуры массива и его НДС, выявления ранее не учтенных протяженных трещин и признаков тектонической подвижности участков бортов карьера. Поэтому оценка рисков и разработка мероприятий по снижению рисков нарушения устойчивости должны периодически пересматриваться геомеханической службой предприятия или специализированной организацией.

Таблица 4

**Систематизация геомеханических рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров на основе учета влияния тектонических напряжений**

Участок деформирования	Факторы, вызывающие риски	Признаки тектонической подвижности массива	Категория по матрице рисков	Меры по уменьшению риска
Борт карьера по всей высоте	Трещины IV и V ранга с падением в карьер	Нет	D3	Организация комплексного мониторинга
		Есть	D4, D5	Организация комплексного мониторинга, дополнительное изучение структуры и НДС массива, расчеты устойчивости бортов с учетом тектонических напряжений
Участок борта в предельном положении	Трещины V и VI ранга с падением в карьер	Нет	D2	Организация комплексного мониторинга
		Есть	D3	Организация комплексного мониторинга, дополнительное изучение структуры и НДС массива, расчеты устойчивости участка борта с учетом тектонических напряжений
Участок борта в рабочей зоне	Трещины V и VI ранга с падением в карьер	Нет	D3	Организация комплексного мониторинга, дополнительное изучение структуры массива
		Есть	D4	Организация комплексного мониторинга, дополнительное изучение структуры и НДС массива, расчеты устойчивости участка борта с учетом тектонических напряжений
Уступ в предельном положении	Трещины VI ранга с падением в карьер	Нет	B1, C1, C2	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры массива
		Есть	C3	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры и НДС массива, перерасчет параметров уступов с учетом тектонических напряжений
Уступ в рабочей зоне	Трещины VI ранга с падением в карьер	Нет	C2	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры массива
		Есть	C3	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры и НДС массива, перерасчет параметров уступов с учетом тектонических напряжений
Транспортная берма	Заколы на берме и обрушения уступов	Нет	D3	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры массива
		Есть	D4, D5	Маркшейдерский мониторинг, дополнительное изучение структуры и НДС массива, перерасчет параметров уступов с учетом тектонических напряжений

В соответствии с [1] на предприятии должна быть создана геомеханическая служба для выполнения следующих задач:

- обследование карьера для оценки геомеханической ситуации, соответствия проектных решений реальным горно-геологическим условиям;
- сбор геомеханических данных с поверхности откосов карьера и по керну скважин;

- анализ физико-механических свойств пород и параметров трещиноватости массива;
  - систематизация собранных данных в базу данных по месторождению;
  - расчеты устойчивости бортов и уступов карьера;
  - установление причин произошедших деформаций, анализ их общих закономерностей, прогноз и тенденции их дальнейшего развития;
  - изучение источников опасных факторов, оценка рисков развития деформаций и разработка рекомендаций по управлению ими;
  - организация наблюдений за устойчивостью бортов и уступов карьера.
- Кроме того, требуется:

- выявление участков подвижности (с выделением опасных зон) в прибортовых массивах карьера по результатам инструментальных мониторинговых наблюдений с использованием электронных тахеометров, лазерных сканеров и систем спутникового позиционирования;
- поиск признаков тектонических сдвижений;
- оценка уровня и направления тектонических напряжений;
- проведение расчетов устойчивости карьерных откосов в гравитационно-тектоническом поле напряжений.

Отнесение вероятных деформаций бортов и уступов к соответствующей категории риска должно производиться с учетом возможности тектонической подвижки массива и ухудшения прочностных свойств по протяженной трещине на основе геомеханических расчетов, например, по разработанной методике [8].

### Выводы

1. По мере формирования выработанного пространства карьера в скальных горных породах из-за воздействия тектонических напряжений на некоторых участках массива происходят периодические подвижки, вызывающие изменение структуры и прочностных свойств пород по трещинам, в результате чего с течением времени изменяются условия устойчивости бортов и уступов, поэтому оценка рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров в дополнение к нормативным документам должна базироваться на результатах комплексного мониторинга состояния прибортовых массивов, выявлении опасных зон, исследовании причин деформаций с учетом изменяющегося во времени гравитационно-тектонического поля напряжений с учетом расположения транспортных коммуникаций и воздействия взрывных работ на изменение структуры законтурного массива горных пород.

2. Разработана обобщенная систематизация геомеханических рисков нарушения устойчивости бортов и уступов карьеров на основе учета влияния тектонических напряжений в зависимости от масштаба участка деформирования. Для условий конкретного карьера реестр рисков может быть детализирован по результатам пополнения базы данных о деформациях прибортовых массивов, при этом отнесение вероятных деформаций бортов и уступов к соответствующей категории риска должно производиться с учетом возможности тектонической подвижки массива и ухудшения прочностных свойств по протяженной трещине на основе геомеханических расчетов.

3. Результаты исследований рекомендуется использовать при проектировании параметров бортов карьеров в скальных породах с учетом воздействия регионального поля напряжений и его изменения вблизи бортов в динамике развития горных работ.

### Список литературы

1. *Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов*: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 13.11.20 г. № 439: введены в действие с



01.01.2021 г. Москва, 2021, 85 с. (Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности).

2. *Методические указания по оценке рисков развития деформаций, мониторингу и управлению устойчивостью бортов и уступов, карьеров, разрезов и откосов отвалов* / ИПКОН им. Н. В. Мельникова РАН; разработ.: М. В. Рыльникова [и др.]. Москва: ИПКОН РАН, 2022, 90 с.

3. Шабаров А.Н., Носков В.А., Павлович А.А., Черепов А.А., 2022. Понятие геомеханического риска при ведении открытых горных работ. *Горный журнал*, № 9, С. 22-28. DOI: 10.17580/gzh.2022.09.04.

4. Яковлев А.В., Ермаков Н.И., 2006. *Устойчивость бортов рудных карьеров при действии тектонических напряжений в массиве*. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 231 с.

5. Рыбин В.В., Жиров Д.В., Мелихова Г.С., Климов С.А., 2011. Комплексная методика инженерно-структурных исследований и мониторинга геомеханического состояния массива пород в целях проектирования и эксплуатации глубоких карьеров. *Современная тектонофизика. Методы и результаты*. Москва: ИФЗ, С. 100-109.

6. Кожуховский А.В., Завьялов А.А., Козырев А.А., Серый С.С., Дунаев В.А., 2012. Инновационные технологии мониторинга и прогнозирования устойчивости бортов глубокого карьера. *Горный журнал*, № 10, С. 29-35.

7. Козырев А.А., Рыбин В.В., 2015. Геомеханическое обоснование рациональных конструкций бортов карьеров в тектонически напряженных массивах. *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*, Т. 2, С. 245-250.

8. Тагильцев С.Н., 2003. *Основы гидрогеомеханики скальных массивов*: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 88 с.

8. Яковлев В.Л., Яковлев А.В., Шимкив Е.С., 2023. Методические основы обеспечения устойчивости уступов и участков бортов карьеров. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 6, С. 3-12. DOI: 10.15372/FTPRI20230601.

10. Рыбин В.В., 2016. *Развитие теории геомеханического обоснования рациональных конструкций бортов карьеров в скальных тектонически напряженных породах*: дис. ... доктора технических наук: 25.00.20. Апатиты, 385 с.

11. Жабко А.В., 2019. *Исследование закономерностей процесса дезинтеграции горных пород на основе теории устойчивости откосов горнотехнических сооружений*: дис. ... доктора технических наук: 25.00.20. Екатеринбург, 331 с.

12. Яковлев А.В., Шимкив Е.С., 2024. Методика расчетного обоснования устойчивости уступа с протяженной трещиной в гравитационно-тектоническом поле напряжений. *Проблемы недропользования*, № 4, С. 56-63. DOI: 10.25635/2313-1586. 2024.04.056.

13. Тагильцев С.Н., 2018. Закономерности пространственного расположения тектонических нарушений в поле современного напряженного состояния земной коры. *Горный журнал. Изв. вузов*, № 7, С. 52-66.

14. Тагильцев С.Н., Панжин А.А., 2020. Геомеханические закономерности горизонтальных и вертикальных деформаций массива горных пород в районе Качканарского железорудного месторождения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 3-1, С. 235-245. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-235-245.

15. Зубков А.В., 2000. *Геомеханика и геотехнология*. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 335 с.

## References

1. *Pravila obespecheniya ustoichivosti bortov i ustupov kar'ero, razrezov i otkosov otvalov* [Rules for ensuring the stability of sides and ledges of quarries, sections and slopes of dumps]: utv. prikazom Federal'noi sluzhby po ekologicheskomu, tekhnologicheskomu i

atomnomu nadzoru ot 13.11.20 g. № 439: vvedeny v deistvie s 01.01.2021 g. Moscow, 2021, 85 p. (Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoi bezopasnosti).

2. Metodicheskie ukazaniya po otsenke riskov razvitiya deformatsii, monitoringu i upravleniyu ustoichivost'yu bortov i ustupov, kar'erov, razrezov i otkosov otvalov [Methodological guidelines for assessing the risks of deformation development, monitoring and managing the stability of sides and ledges, quarries, sections and slopes of dumps] / IPKON im. N.V. Mel'nikova RAN; razrab.: M.V. Ryl'nikova [i dr.]. Moscow: IPKON RAN, 2022, 90 p.

3. Shabarov A.N., Noskov V.A., Pavlovich A.A., Cherepov A.A., 2022. Ponyatie geomekhanicheskogo riska pri vedenii otkrytykh gornyx rabot [Concept of geomechanical risk in open-pit mining operations]. Gornyi zhurnal, № 9, P. 22-28. DOI: 10.17580/gzh.2022.09.04.

4. Yakovlev A.V., Ermakov N.I., 2006. Ustoichivost' bortov rudnykh kar'erov pri deistvii tektonicheskikh napryazhenii v massive [Stability of the sides of ore pits under the action of tectonic stresses in the massif] . Ekaterinburg: IGD UrO RAN, 231 p.

5. Rybin V.V., Zhirov D.V., Melikhova G.S., Klimov S.A., 2011. Kompleksnaya metodika inzhenerno-strukturnykh issledovaniy i monitoringa geomekhanicheskogo sostoyaniya massiva porod v tselyakh proektirovaniya i ekspluatatsii glubokikh kar'erov. [The comprehensive methodology for engineering and structural studies and monitoring of the geomechanical condition of a rock mass in order to design and operate deep quarries]. Sovremennaya tektonofizika. Metody i rezul'taty. Moscow: IFZ, P. 100-109.

6. Kozhukhovskii A.V., Zav'yalov A.A., Kozyrev A.A., Seryi S.S., Dunaev V.A., 2012. Innovatsionnye tekhnologii monitoringa i prognozirovaniya ustoichivosti bortov glubokogo kar'era [Innovative technologies for monitoring and forecasting the stability of deep-pit sides] . Gornyi zhurnal, № 10, P. 29-35.

7. Kozyrev A.A., Rybin V.V., 2015. Geomekhanicheskoe obosnovanie ratsional'nykh konstruksii bortov kar'erov v tektonicheski napryazhennykh massivakh [Geomechanical substantiation of rational constructions of quarry sides in tectonically stressed massifs]. Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornykh nauk, Vol. 2, P. 245-250.

8. Tagil'tsev S.N., 2003. Osnovy gidrogeomekhaniki skal'nykh massivov [Fundamentals of hydrogeomechanics of rock masses]: Uchebnoe posob. Ekaterinburg: Izd-vo UGGA, 88 p.

9. Yakovlev V.L., Yakovlev A.V., Shimkiv E.S., 2023. Metodicheskie osnovy obespecheniya ustoichivosti ustupov i uchastkov bortov kar'erov [Methodological foundations for ensuring the stability of ledges and sections of quarry sides]. Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh, № 6, P. 3-12. DOI: 10.15372/FTPRPI 20230601.

10. Rybin V.V., 2016. Razvitie teorii geomekhanicheskogo obosnovaniya ratsional'nykh konstruksii bortov kar'erov v skal'nykh tektonicheski napryazhennykh porodakh [Development of the theory of geomechanical substantiation of rational constructions of quarry sides in rocky tectonically stressed rocks]: dis. ... doktora tekhnicheskikh nauk: 25.00.20. Apatity, 385 p.

11. Zhabko A.V., 2019. Issledovanie zakonomernostei protsessa dezintegratsii gornykh porod na osnove teorii ustoichivosti otkosov gornotekhnicheskikh sooruzhenii [Investigation of the regularities of the process of rock disintegration based on the theory of slope stability of mining facilities]: dis. ... doktora tekhnicheskikh nauk: 25.00.20. Ekaterinburg, 331 p.

12. Yakovlev A.V., Shimkiv E.S., 2024. Metodika raschetnogo obosnovaniya ustoichivosti ustupa s protyazhennoi treshchinoi v gravitatsionno-tektonicheskom pole napryazhenii [A method for calculating the stability of a ledge with an extended crack in a gravitational-tectonic stress field]. Problemy nedropol'zovaniya, № 4, P. 56-63. DOI: 10.25635/2313-1586. 2024.04.056.

13. Tagil'tsev S.N., 2018. Zakonomernosti prostranstvennogo raspolozheniya tektonicheskikh narushenii v pole sovremennogo napryazhennogo sostoyaniya zemnoi kory [Patterns of spatial distribution of tectonic disturbances in the field of the current stress state of the Earth's crust]. Gornyi zhurnal. Izv. vuzov, № 7, P. 52-66.

14. Tagil'tsev S.N., Panzhin A.A., 2020. Geomekhanicheskie zakonomernosti gorizontal'nykh i vertikal'nykh deformatsii massiva gornyx porod v raione Kachkanarskogo zhelezorudnogo mestorozhdeniya [Geomechanical patterns of horizontal and vertical deformations of the rock mass in the area of the Kachkanarsky iron ore deposit]. Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten', № 3-1, P. 235-245. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-235-245.

15. Zubkov A.V., 2000. Geomekhanika i geotekhnologiya [Geomechanics and geotechnology]. Ekaterinburg: IGD UrO RAN, 335 p.

УДК 556.3:004.9

**Корнилков Сергей Викторович**

доктор технических наук, профессор,  
главный научный сотрудник,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620219, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [kornilkov@igduran.ru](mailto:kornilkov@igduran.ru)

**Рыбников Петр Андреевич**

кандидат геолого-минералогических наук,  
заведующий лабораторией геоинформационных  
и цифровых технологий в недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [ribnikoff@yandex.ru](mailto:ribnikoff@yandex.ru)

**Рыбникова Людмила Сергеевна**

доктор геолого-минералогических наук,  
главный научный сотрудник,  
лаборатория экологии  
горного производства,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [luserib@mail.ru](mailto:luserib@mail.ru)

**Смирнов Александр Юрьевич**

научный сотрудник,  
лаборатория геоинформационных и цифровых  
технологий в недропользовании,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [alexsm94@gmail.com](mailto:alexsm94@gmail.com)

**МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ  
СПЕЦИАЛИЗИРОВАННЫХ  
ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ  
ГИС-ОРИЕНТИРОВАННЫХ  
БАЗ ДАННЫХ\****Аннотация:*

Проблема хранения данных мониторинга состояния недр области влияния горнопромышленных предприятий имеет важное значение, поскольку эти данные используются для оперативного управления процессом добычи. Такие данные являются разнородными: накапливаются различные таблицы и каталоги, графические материалы в виде схем, карт, планов (как растровых, так и векторных). На примере мониторинга гидросферы горнопромышленной территории приведена методика хранения и обработки данных гидрогеологического мониторинга. В качестве основного подхода в реализации методики рассмотрены цифровые технологии. Системы управления базами данных выступают в качестве основного хранилища каталожных и табличных данных, а использование геоинформационных технологий позволяет задействовать в работе растровые и векторные данные. В статье описана методика взаимодействия геоинформационной системы и системы управления базами данных.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.107

**Kornilkov Sergey V.**

Doctor of Technical Sciences, Professor,  
Chief Researcher,  
Institute of Mining UB RAS,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
620075 Ekaterinburg,  
e-mail: [kornilkov@igduran.ru](mailto:kornilkov@igduran.ru)

**Rybnikova Liudmila S.**

Candidate of Geological  
and Mineralogical Sciences,  
Chief Researcher, Laboratory of mining ecology,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [luserib@mail.ru](mailto:luserib@mail.ru)

**Rybnikov Petr A.**

Candidate of Geological  
and Mineralogical Sciences,  
Head of the Laboratory for geoinformation  
and digital technologies in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS,  
e-mail: [ribnikoff@yandex.ru](mailto:ribnikoff@yandex.ru)

**Smirnov Alexander Y.**

Junior Researcher,  
Laboratory for geoinformation  
and digital technologies in subsoil use,  
Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [alexsm94@gmail.com](mailto:alexsm94@gmail.com)

**METHOD OF DESIGNING  
SPECIALISED HYDROGEOCHEMICAL  
AND GIS-ORIENTED DATABASES***Abstract:*

The problem of storing data on the monitoring of the subsoil condition in the area of influence of mining enterprises is of great importance, since these data are used for the operational management of the mining process. Such data are heterogeneous: various tables and catalogs, graphic materials in the form of diagrams, maps, plans (both raster and vector) are accumulated. Using the example of monitoring the hydrosphere of a mining territory, a methodology for storing and processing hydrogeological monitoring data is given in the paper. Digital technologies are considered as the main approach to the implementation of the methodology. Database management systems (DBMS) act as the main repository of catalog and tabular data, and the use of geoinformation technologies allows you to use raster and vector data in the work. The article describes the methodology of interaction between a geographic information system (GIS) and a DBMS for storing, analyzing and interpreting data. Such interaction of software products allows you to receive predictive carto-

\* \* Работа выполнена при поддержке Государственного задания ИГД УрО РАН. Тема 2 (2025—2027 гг.) «Геоинформационное обеспечение системной оценки стратегий природосбережения при освоении ресурсов недр» (FUWE-2025-0002). Г.р. № 1022040300092-1-1.5.1.

для хранения, анализа и интерпретации данных.

Такое взаимодействие программных продуктов позволяет получать прогнозные картографические материалы в автоматизированном виде. Для создания системы управления базами данных апробировано специализированное программное обеспечение *Hydro GeoAnalyst*. Установлено, что подход по совместному использованию системы управления базами данных и геоинформационной системы позволяет получать количественные и качественные прогнозные оценки за счет оптимизации алгоритма взаимодействия с данными и снижения затрат пользователя.

**Ключевые слова:** геоинформационная система, системы управления базами данных, *QGIS*, *Hydro GeoAnalyst*, реляционные базы данных, массивы данных, пространственно-распределенные данные, гидрогеохимия, горное дело.

graphic materials in an automated form. To create a DBMS, specialized software *Hydro GeoAnalyst* was tested. It has been established that the approach of joint use of DBMS and GIS allows obtaining quantitative and qualitative forecast estimates by optimizing the algorithm for interaction with data and reducing user labor costs.

**Key words:** GIS, DBMS, *QGIS*, *Hydro GeoAnalyst*, relational databases, data arrays, spatially distributed data, hydrogeochemistry, mining.

### Введение

Работа горнопромышленного предприятия связана с накоплением большого объема данных мониторинга, необходимого для оперативного управления, стратегического планирования и оценки воздействия на окружающую среду. Одним из видов мониторинга является наблюдение за гидродинамическим и гидрогеохимическим состоянием подземных и поверхностных вод. Для этих целей создаются сети наблюдательных скважин и гидрометрических створов; осуществляется опробование подземных и поверхностных вод; выполняются опытно-фильтрационные работы и т.д.

В результате выполнения работ по мониторингу накапливается большой массив данных, часто разнородный по типу: каталоги и таблицы, описания и пояснительные записки, схемы и иллюстрации, чертежи и планы и т.п. При этом получаемые данные требуют обработки, обобщения и систематизации, поскольку именно на их основе выполняется качественная и количественная оценка состояния гидросферы в районе горнопромышленных объектов.

В эпоху активного внедрения и использования цифровых технологий для хранения, структуризации и систематизации вышеописанных массивов данных могут применяться системы управления базами данных (СУБД). Ключевой особенностью такого подхода (в отличие от простого хранения данных в виде цифровых скан-копий) является возможность последующей интеграции с геоинформационными системами (ГИС).

Целью исследования являлась разработка методики создания специализированных баз данных, позволяющая учесть разнородные данные комплексного воздействия горнодобывающих предприятий на гидросферу.

Для достижения поставленной цели исследования ставились следующие задачи:

- анализ и цифровизация данных гидродинамического и гидрохимического опробования;
- разработка структуры и наполнение базы данных пространственно-временной информацией (данные бурения, картирования, химических анализов и т.д.);
- создание ГИС-ориентированной базы данных для апробации методики автоматизированного построения картодиаграмм, разрезов скважин и т.д.

**Реляционные модели данных и нормализация.** Для понимания особенностей подготовки данных и структуры будущей базы данных (БД) необходимо уделить внимание базовым положениям из теории реляционных моделей данных [1].

Системой управления базами данных называется комплекс программно-языковых средств, позволяющих создавать базы данных и управлять данными посредством запросов.

Реляционные базы данных представляют собой базы данных, используемые для хранения и предоставления доступа к взаимосвязанным элементам информации (*таблицам*). Реляционные базы данных основаны на реляционной модели – способе представления данных, при котором данные хранятся в отдельных таблицах, а связь между элементами таблиц осуществляется с помощью первичных (*primary key*) и внешних (*foreign key*) ключей (рис. 1). В отличие от сетевых и иерархических баз данных, применение такого подхода позволяет масштабировать базу данных и распределять между несколькими сетевыми устройствами.

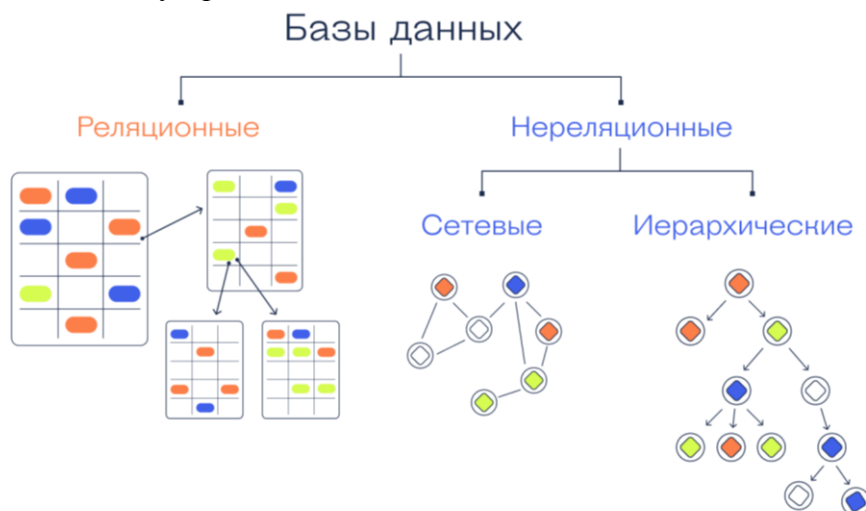


Рис. 1. Типы баз данных

Ключевыми и критическими элементами взаимосвязи таблиц между собой являются ключи: именно благодаря им отдельные таблицы становятся базой данных.

*Первичный ключ (primary key)* – в реляционной модели данных один из потенциальных ключей отношения, выбранный в качестве основного ключа (или ключа по умолчанию), т.е. идентификатора кортежа (множества пар «атрибут – значение атрибута»).

*Внешний ключ (foreign key)* – обеспечивает однозначную логическую связь между таблицами одной БД за счет связи «первичный ключ – внешний ключ».

При переходе к уровню проектирования базы данных необходимо понимать, каким образом можно смоделировать свойства объектов реальности, чтобы они были необходимы и достаточны и при этом не нарушали правил реляционных моделей данных. Для этого используются понятия сущности, атрибута и домена [2].

*Сущность (entity)* – описание какого-либо объекта. В базах данных под сущностью обычно подразумевают таблицу. Исходят из правила, что одна таблица – одно исчерпывающее описание свойств объекта – одна сущность.

*Атрибут (attribute)* – признак, который описывает этот объект. Обычно под атрибутами принято понимать заголовки столбцов в таблице.

*Домен (domain)* – набор всевозможных допустимых значений какого-то объекта. Иными словами, это тип данных и параметров, допустимых для хранения в атрибуте.

На первом этапе проектирования структуры СУБД определяются типы данных, их количественные и качественные показатели (включая специфические особенности), реальная и потенциальная взаимосвязь между данными. Тем самым определяется количество используемых таблиц и их структура – схема базы данных (*database schema*). Следующим этапом выполняют нормализацию структуры СУБД [3].

*Нормализация* в теории реляционных баз данных – это процесс организации данных в СУБД, определения взаимоотношения данных друг с другом и их упорядочивания. Нормализация включает в себя создание таблиц и установление связей между ними в соответствии с правилами, разрабатываемыми как для защиты целостности данных, так и для повышения гибкости СУБД, устраняя избыточность и несогласованную зависимость [4].

Очевидно, что по мере наполнения СУБД новыми данными размер базы данных будет увеличиваться. Нормализация данных позволяет добиться следующих эффектов:

1. Уменьшает объем базы данных. За счет отдельных таблиц для категорий и повторяющихся элементов можно уменьшить размер записей в базе данных, а значит, и ее вес.

2. Упрощает поиск. Нормализованную базу данных, которая состоит из связанных таблиц, можно оптимизировать для задач без дополнительных действий. Например, для поиска по заданной категории не придется искать и перебирать уникальные элементы. Для этого можно обратиться к отдельной таблице с категориями и быстрее найти нужные данные.

3. Уменьшает вероятность ошибок и аномалий. Нормальные формы данных в таблицах взаимосвязаны. Например, если нужно изменить или удалить данные в одной таблице, то остальные связанные с ней данные автоматически обновятся: не придется перебирать все записи в поисках полей, которые нужно изменить или удалить, а значит, не будет ошибок, когда в базу внесут изменения.

В теории реляционных моделей данных выделяют 7 уровней нормализации данных:

- первая нормальная форма (1НФ);
- вторая нормальная форма (2НФ);
- третья нормальная форма (3НФ);
- нормальная форма Бойса-Кодда (НФБК);
- четвертая нормальная форма (4НФ);
- пятая нормальная форма (5НФ);
- шестая нормальная форма (6НФ).

При этом необходимым и достаточным считается достижение третьей нормальной формы (3НФ), поскольку в некоторых случаях попытка нормализовать данные до «идеального» состояния приводит к созданию множества таблиц, содержащих исключительно ключи и связи. Это усложняет работу с данными: они становятся «нечитаемыми» для пользователя, и также может снизиться производительность СУБД [5].

Приведение данных к нормальным формам выполняется последовательно: для достижения 3НФ необходимо сначала выполнить нормализацию до 1НФ и 2НФ. Кратко рассмотрим, что представляют собой первые три нормальные формы.

*Первая нормальная форма (1НФ):* в базе данных не должно быть дубликатов и составных данных. Например, если в базе данных имя исполнителя хранится в виде атрибута «ФИО» и записи «Иванов Иван Иванович», то такой атрибут и запись необходимо разбить на три отдельных, соответственно. Необходимость такого «дробления» до базовых элементов связана с тем, что операции запросов (SELECT) и фильтрации в денормализованной базе данных становятся значительно дороже с точки зрения вычислительных ресурсов по сравнению с запросами к нормализованным связанным таблицам [5]. Это связано с необходимостью выполнения более сложных операций (вложенных логических функций), увеличенной частотой сканирования таблиц, повышенной нагрузкой на процессор и память, а также неэффективным использованием индексов.

*Вторая нормальная форма (2НФ):* у каждой записи в базе данных должен быть первичный ключ. Первичный ключ – это элемент записи, который не повторяется в других записях (уникальный идентификатор – id). При попытке запроса к таблице, у



которой у каждой из записей отсутствуют уникальные значения *id* может возникнуть неоднозначная ситуация, когда запросу будет соответствовать сразу несколько записей.

*Третья нормальная форма (3НФ):* при выполнении 2НФ в записи не должно быть столбцов с неключевыми значениями, которые зависят от других неключевых значений. Чтобы понять данное правило можно рассмотреть в качестве примера табл. 1. Предположим, что в базе данных содержится таблица с записями о результатах гидрогеохимического опробования. В данном случае мы видим, что информация о глубинах скважины зависит исключительно от поля «номер скважины» и никак не зависит от ключевого поля «*id*»: глубина скважины является ее конструктивной характеристикой и не может измениться из-за повторного опробования. Таким образом, данная информация избыточна, и было бы достаточно использовать лишь идентификатор скважины (табл. 2), а характеристики скважины, зависящие от этого идентификатора, вынести в отдельную таблицу (табл. 3).

Таблица 1

**Пример таблицы базы данных гидрогеохимического опробования  
наблюдательных скважин**

id	Дата	Номер скважины	Глубина скважины	Минерализация, мг/л
1	17.06.2025	1-Н	<b>30 м</b>	203
2	18.06.2025	2-Н	32 м	105
3	19.06.2025	1-Н	<b>30 м</b>	187
4	20.06.2025	3-Н	15 м	331
5	23.06.2025	4-Н	50 м	50

Таблица 2

**Таблица базы данных гидрогеохимического опробования  
после применения 3НФ**

id	Дата	id скважины	Минерализация, мг/л
1	17.06.2025	1	203
2	18.06.2025	2	105
3	19.06.2025	1	187
4	20.06.2025	3	331
5	23.06.2025	4	50

Таблица 3

**Таблица характеристик скважины**

id скважины	Номер скважины	Глубина скважины
1	1-Н	30 м
2	2-Н	32 м
3	3-Н	15 м
4	4-Н	50 м

Зачастую приведение структуры таблицы в третью нормальную форму оказывается достаточным для работы с СУБД. Важно понимать, что в некоторых случаях 3НФ не используют для ускорения чтения данных, но такой подход обычно применяется в работе с большими хранилищами данных, где требуется быстрая построчная выдача записей [6].

*Интеграция СУБД и ГИС.* Теперь, когда подготовка структуры базы данных выполнена, можно переходить к ее непосредственному наполнению и использованию. Стоит учесть, что не каждый пользователь владеет языком структурированных запросов (SQL), поэтому целесообразно использовать визуальные инструменты для ввода и вывода данных.

В качестве блока ввода удобнее всего использовать табличные редакторы, такие как Microsoft Excel. Согласно определенной ранее схеме базы данных в таблицах Excel готовятся шаблоны с такими же полями атрибутов, после чего пользователь может в привычном для него виде заполнить соответствующие значения.

Таблицы Excel легко преобразовать в другие обменные форматы данных, на основе которых осуществляется импорт в СУБД. В качестве СУБД могут быть использованы как общеизвестные реляционные базы данных MySQL, PostgreSQL, MongoDB, Oracle и т.д., так и специализированные продукты. В качестве такого продукта может использоваться Hydro GeoAnalyst (рис. 2) – система управления экологическими и горно-геологическими данными, применяемая для хранения, анализа и управления массивом данных, накапливаемых в результате работы предприятия горнопромышленного профиля [7]. Hydro GeoAnalyst включает в себя настраиваемую структуру базы данных, инструменты обработки и интерпретации данных, статистического анализа, базовой визуализации географической информации, построения диаграмм и продольных профилей.

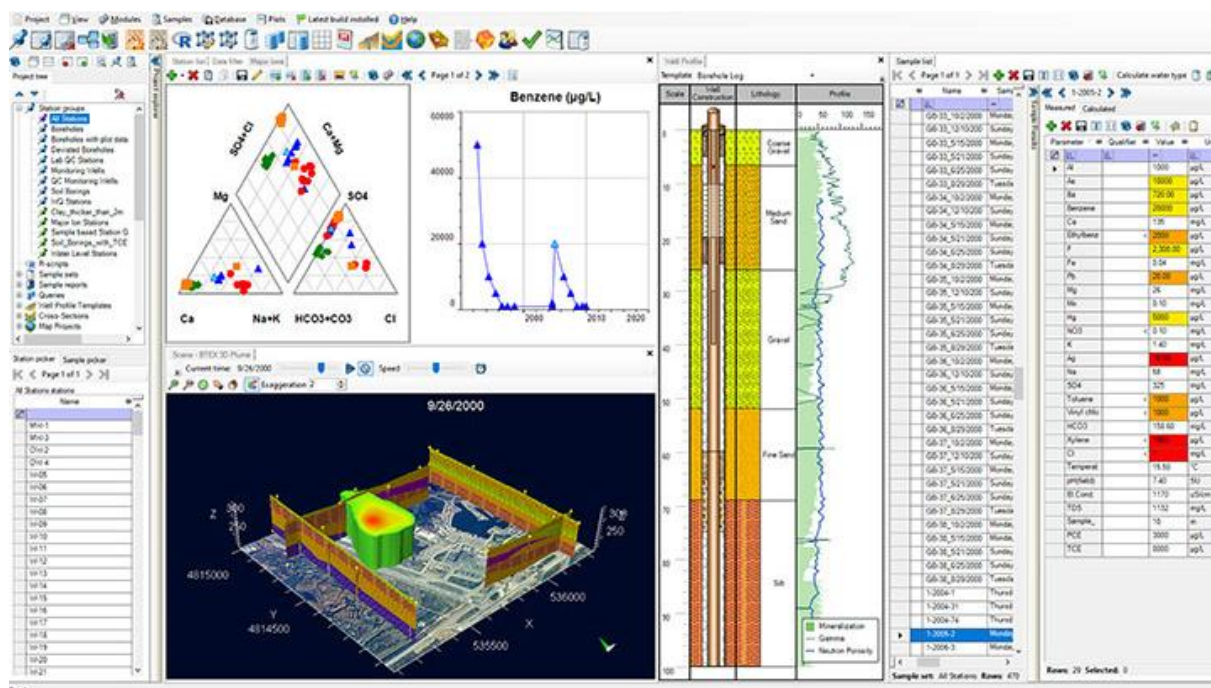


Рис. 2. Интерфейс программы Hydro GeoAnalyst [7]

Hydro GeoAnalyst представляет собой реляционную базу данных, поэтому проектирование структуры базы данных подчиняется вышеизложенным алгоритмам и методикам, применяемым для классических СУБД [8]. Однако, в отличие от простого хранения данных как в классических СУБД, в Hydro GeoAnalyst интегрированы инструменты обработки данных и их визуализации:

- Map Viewer – модуль визуализации пространственно-привязанных данных (аналогичный модулю, интегрированному в ModFlow Flex);
- Well Profile – модуль автоматического построения колонок скважин на основе внесенной в СУБД информации: литологии, конструкций скважины, уровней, геофизических наблюдений и т.д.;
- Cross Section Viewer – построение разрезов по створам в соответствии с внесенной в СУБД информацией.

В качестве системы проектирования схемы СУБД в данном ПО используется Template Manager (рис. 3), в котором посредством визуального интерфейса организована возможность задавать структуру таблиц и доменов.

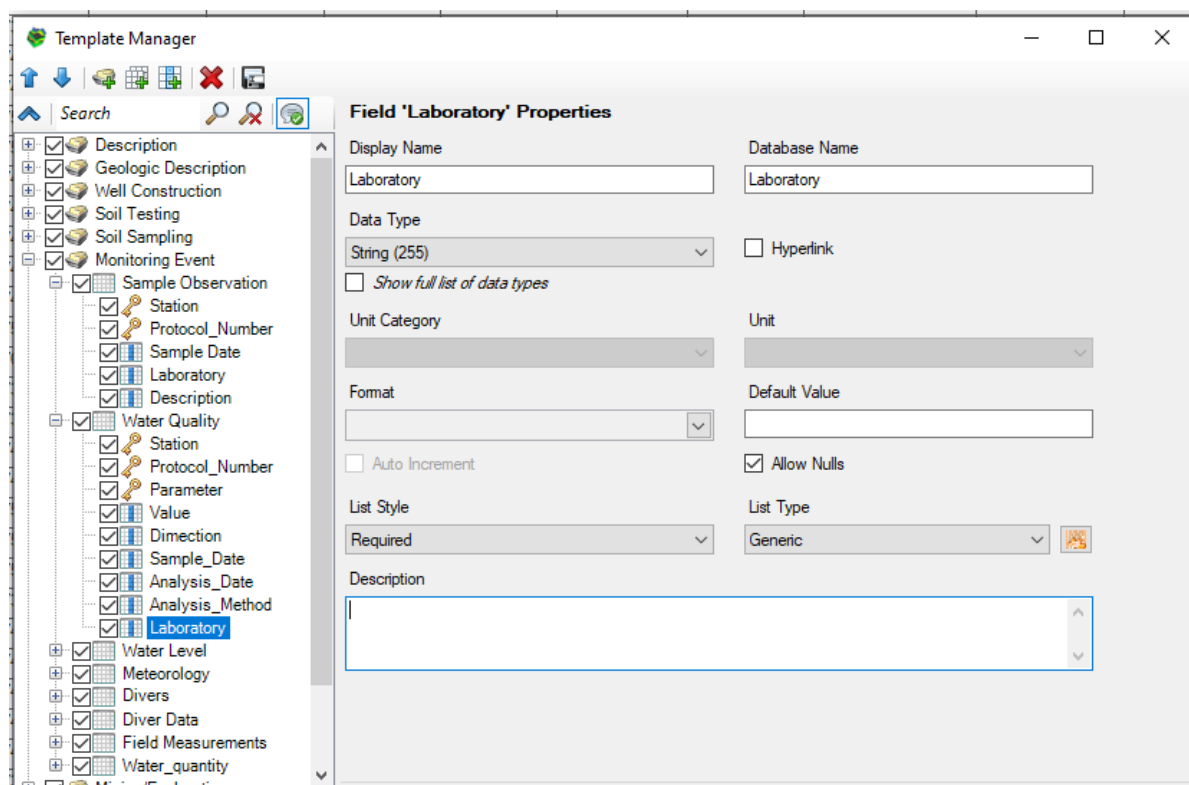


Рис. 3. Пример создания таблиц Sample Observation и Water Quality

Важно подчеркнуть, что GeoAnalyst (как и в случае классических СУБД) поддерживает применение более сложных схем реляционных связей, когда в смежных таблицах присутствуют несколько общих ключевых полей. В свою очередь, третья нормальная форма реализована посредством генетических списков (Genetic Lists) – каталогов в виде таблиц-классификаторов (рис. 4).

Item name	Description	Image	Include
AB	Амфиболовая п...		<input checked="" type="checkbox"/>
AD	Андезит		<input checked="" type="checkbox"/>
AE	Алевриты		<input checked="" type="checkbox"/>
AF	Альбитофир		<input checked="" type="checkbox"/>
AG	Аргилит		<input checked="" type="checkbox"/>
AI	альбитовая пор...		<input checked="" type="checkbox"/>
AK	Актинолит; акти...		<input checked="" type="checkbox"/>
AL	Алунитовая руда		<input checked="" type="checkbox"/>
ALB	Альбитизация; ...		<input checked="" type="checkbox"/>
ALT	Алунитизация		<input checked="" type="checkbox"/>
AM	Амфиболитизация		<input checked="" type="checkbox"/>
AN	Ангидрит		<input checked="" type="checkbox"/>
AND	Прохилки анги...		<input checked="" type="checkbox"/>
ANG	Ангидритизация		<input checked="" type="checkbox"/>
AP	Апатит; апатиз...		<input checked="" type="checkbox"/>
AR	Африты		<input checked="" type="checkbox"/>
AT	Актинолитовая ...		<input checked="" type="checkbox"/>
AV	Алевриты		<input checked="" type="checkbox"/>
BI	Биотит		<input checked="" type="checkbox"/>
BR	Брекчия		<input checked="" type="checkbox"/>
BRN	Борнит		<input checked="" type="checkbox"/>
BRT	Брекчирование		<input checked="" type="checkbox"/>
BS	Боксит		<input checked="" type="checkbox"/>
BZ	Базальт		<input checked="" type="checkbox"/>
CA	Кальцит		<input checked="" type="checkbox"/>
CAL	Кальцитизация		<input checked="" type="checkbox"/>
CB	Карбонатная по...		<input checked="" type="checkbox"/>
CBL	Карбонатизация		<input checked="" type="checkbox"/>
CH	Хлоритовая пор...		<input checked="" type="checkbox"/>
CHD	Вкрапленность...		<input checked="" type="checkbox"/>
CHL	Хлоритизация		<input checked="" type="checkbox"/>
CO	Цеолизитизация		<input checked="" type="checkbox"/>

Рис. 4. Пример генетического списка для кодирования пород и минералов

Когда база данных программы Hydro GeoAnalyst корректно заполнена, то становится возможным использование инструментов визуализации данных. Так, например, на рис. 5 приведен скриншот окна программы, на котором видны отметки положения уровней грунтовых вод по данным записей логгеров. Геологический разрез, характеристика вмещающих грунтов и конструкция скважины создаются автоматически на основе внесенных в СУБД данных.

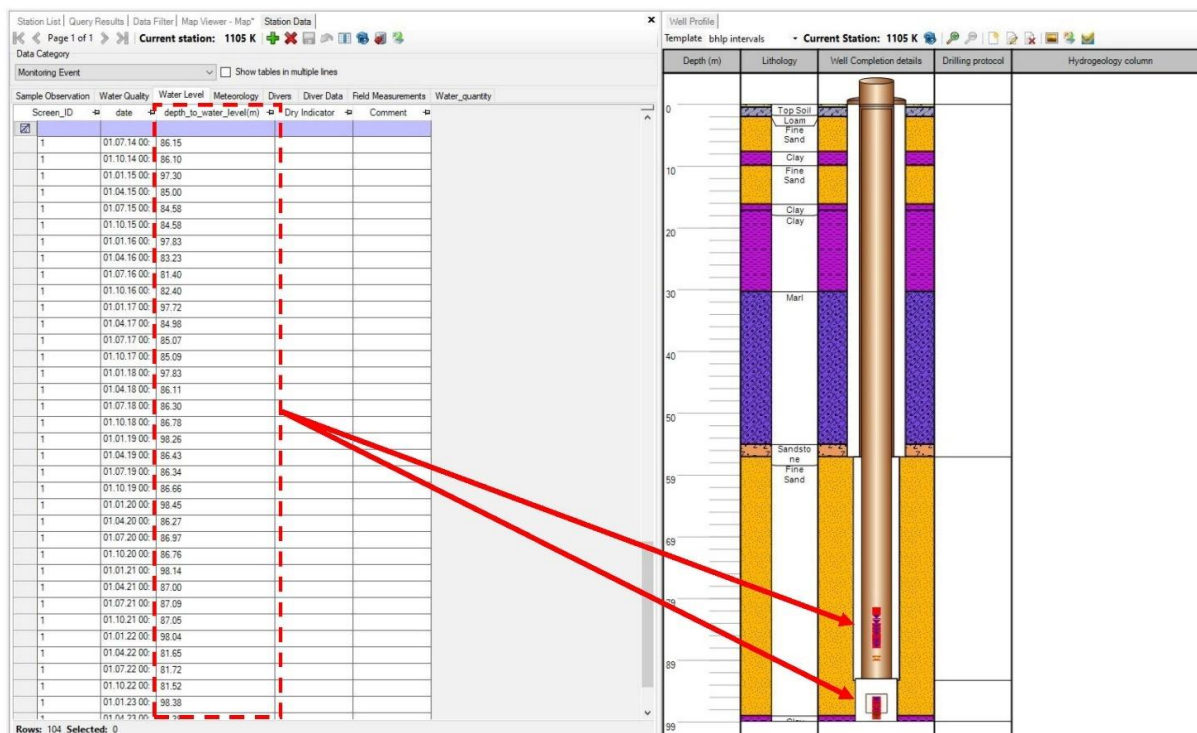


Рис. 5. Уровень грунтовых вод по данным логгера и визуализация конструкции скважины

Будет правильным отметить, что ключевой особенностью Hydro GeoAnalyst являются именно встроенные средства визуализации данных (которые можно реализовать и с помощью других модулей), тогда как принципы хранения и организации данных остаются аналогичными другим СУБД. Таким образом, в качестве базовой СУБД можно использовать любую бесплатную реляционную СУБД (например, PostgreSQL), а работу с данными реализовать посредством настройки подключений к такой БД внешних модулей.

Наиболее перспективным вариантом взаимодействия с данными является система СУБД + ГИС, поскольку это позволит хранить и обрабатывать еще и растровые и пространственно-координированные данные. При таком варианте взаимодействия визуализацию данных СУБД предлагается осуществлять с помощью подключения к PostgreSQL непосредственно из QGIS – бесплатной геоинформационной системы. В качестве инструментов визуализации будут использоваться стандартные модули QGIS и плагины из репозитория плагинов (построение точечных и линейных диаграмм, круговых диаграмм и проч.).

Применение PostgreSQL+QGIS позволяет использовать данное ПО на любых компьютерах. База данных может быть размещена на веб-сервере, а подключение к ней осуществляться непосредственно из QGIS, что позволяет обеспечить удаленную работу (из офиса, полевых условий и т.д.).

*Автоматизированная визуализация данных СУБД в ГИС.* QGIS, как и любая современная геоинформационная система, позволяет не только использовать в качестве слоев и таблиц локальные файлы, но и устанавливать подключения к СУБД, а также



картографическим веб-серверам WMS, WFS, WCS [2].

Поскольку в базу данных предварительно была внесена полная информация (о координатах скважин, их конструкциях, характеристиках геологического разреза; датах и видах опробований и т.д.), ГИС, понимая заданную систему координат и проекцию, без труда размещает скважины на картографической подложке в виде точек (рис. 6). В свою очередь, другие встроенные инструменты визуализации интерпретируют массив данных химического анализа на заданную дату и в автоматизированном режиме строят круговые диаграммы анионно-катионного состава подземных вод. В качестве визуализации могут быть использованы и другие виды представления информации: диаграммы, графики и т.д.

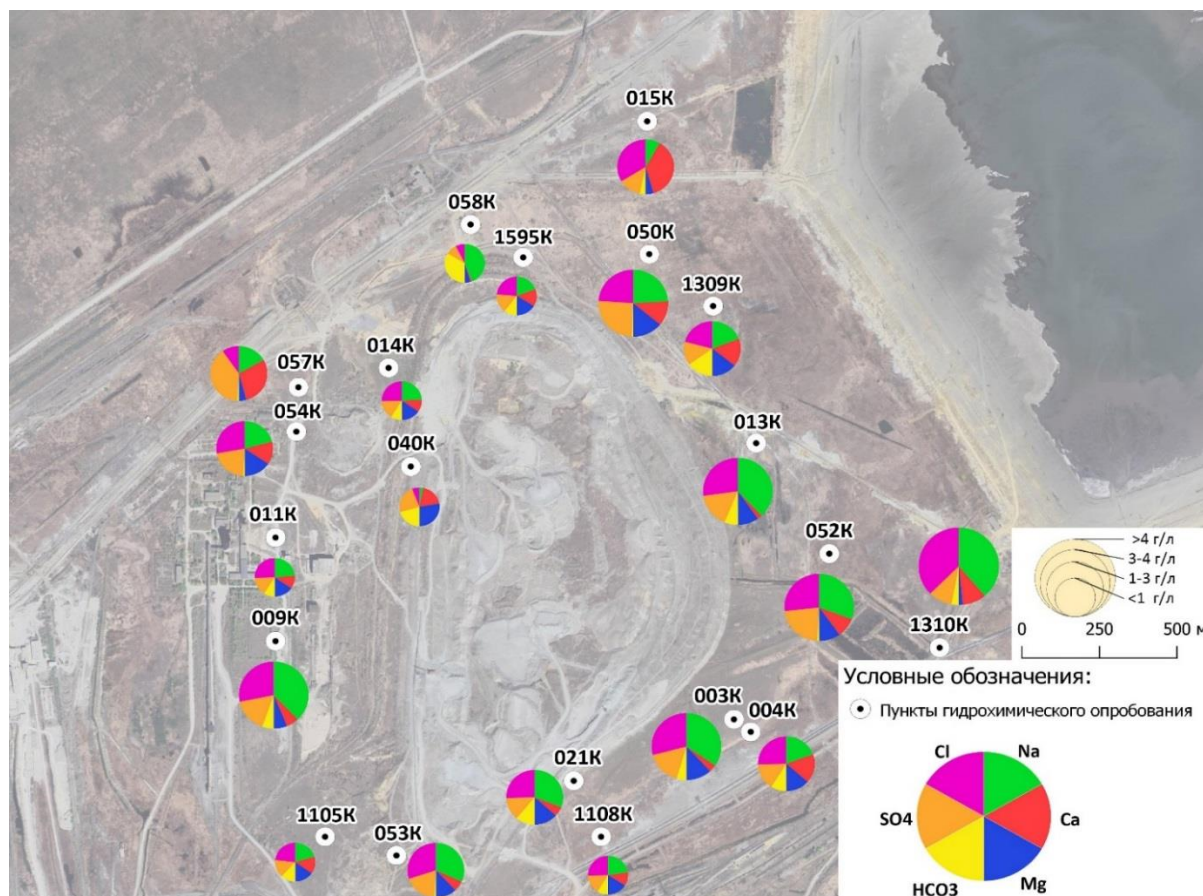


Рис. 6. Пример автоматизированной визуализации гидрогеохимических данных в виде круговых диаграмм в QGIS

При наличии других библиотек для визуализации данных (Leaflet, Mapbox, HighCharts и др.) работа с СУБД может быть организована и посредством использования web-картографии [9]. Но даже в этом случае ключевым аспектом, влияющим на качество анализа и прогнозов, является продуманная структура таблиц и доменов, а также достаточное наполнение СУБД необходимыми данными.

### Заключение

Использование СУБД для хранения данных мониторинга состояния недр горно-промышленных территорий позволяет интегрировать такие данные в системы анализа и обработки данных, системы моделирования, прогнозирования и оперативного управления. Необходимость предварительной подготовки данных и структуры СУБД в свою очередь упорядочивает данные и приводит их в корректный для хранения вид. При этом ключевой особенностью подготовки исходных данных становятся требования по

выполнению правил из теории реляционных данных и нормализации данных до третьей нормальной формы.

Использование ГИС помимо СУБД позволяет задействовать в последующей работе картографические материалы: как растровые (сканы карт, схем, планов и т.д.), так и векторные (данные с приборов, облака точек, векторные чертежи и т.д.). При таком подходе не возникает утраты полезной, и зачастую критической картографической информации.

Общая методика подготовки и взаимодействия первичных данных представлена на блок-схеме (рис. 7). Основной блок обработки (выделен красным цветом) реализован в виде связки СУБД (PostgreSQL) и ГИС (QGIS), хотя для этих целей могут быть использованы и другие специализированные продукты (например, Hydro GeoAnalyst).

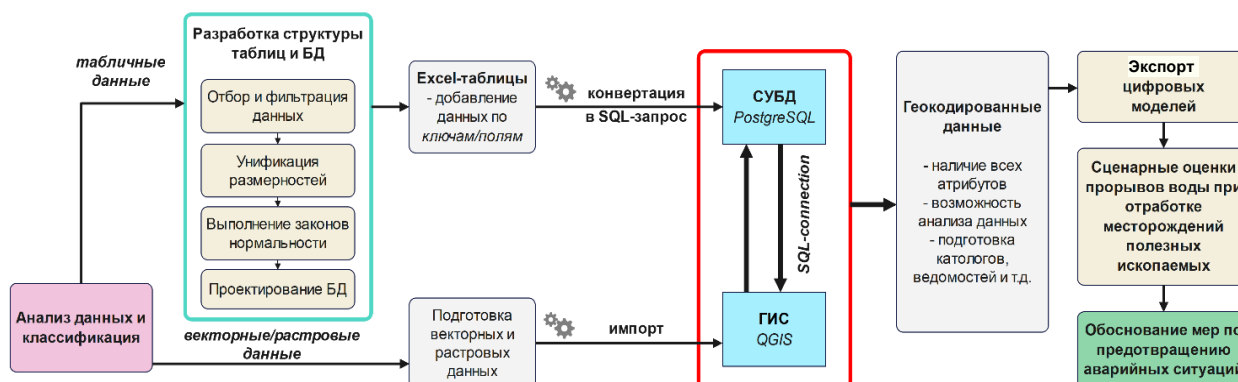


Рис. 7. Блок-схема методики создания ГИС-ориентированных баз данных и взаимодействия с ГИС

По результатам использования СУБД + ГИС появляется возможность представления исходных данных в геокодированном виде: можно визуально увидеть пространственное положение характерных точек и контуров, при этом получить доступ ко всей имеющейся атрибутивной информации, хранящейся в СУБД. Это, помимо простой визуализации (в виде карт, картодиаграмм, схем и проч.), позволяет создавать цифровые модели параметров на необходимый временной интервал в требуемом объеме. Такие цифровые модели (наборы данных) находят широкое применение в разработке сценарных прогнозов (в том числе в геофильтрационном и геомиграционном моделировании).

Сценарные оценки, благодаря возможности использования большого массива данных, позволяют выделить индикаторы защищенности горнопромышленных территорий – показателей, вносящих значительный вклад в развитие или минимизацию негативных процессов. Наличие карт ранжирования территорий позволяет в том числе классифицировать горнопромышленные ландшафты по степени защищенности гидросферы [10].

На основе классификации горнопромышленных ландшафтов становится возможным провести классификацию опасных гидрогеологических явлений при отработке в сложных горнотехнических условиях и выполнить обоснование мероприятий, направленных на снижение риска аварийных ситуаций. Таким образом, повышенные требования к исходным данным и качеству их хранения и обработки позволят получить достоверные и обоснованные прогнозные результаты.

Системность формирования специализированных систем управления базами данных и географических информационных систем заключается в интеграции данных, возможности хранения, отображения, обновления и анализа пространственной и атрибутивной информации. Это является важным этапом разработки стратегии освоения недр и позволяет решать задачи управления природосбережением [11].

### Список литературы

1. Domdouzis K., Lake, P. 2021. Switzerland: Springer Cham, 400 p. DOI: 10.1007/978-3-030-42224-0
2. Jizhe Xia, Qunying Huang, Zhipeng Gui, Wei Tu, 2024. *Open GIS*. Switzerland: Springer Cham, 344 p. DOI: 10.1007/978-3-031-41748-1
3. Date C.J., 2019. *Database Design and Relational Theory*. Switzerland: Springer Cham, 451 p. DOI: 10.1007/978-1-4842-5540-7
4. Joseph S.P. Fong, Kenneth Wong Ting Yan, 2021. *Information Systems Reengineering, Integration and Normalization*. Switzerland: Springer Cham, 384 p. DOI: 10.1007/978-3-030-79584-9
5. Li F., Zhou X., Cai P., Zhang R., Huang G., Liu X., 2025. *Database Development Milestones. Cloud Native Database*. Singapore: Springer, P. 1-21. DOI: 10.1007/978-981-97-4057-4\_1
6. Selvaraj S., 2024. Advanced Database Techniques and Optimization. *Building Real-Time Marvels with Laravel*. USA, Berkeley: Apress, P. 425–453. DOI: 10.1007/978-1-4842-9789-6\_17
7. *Hydro GeoAnalyst Environmental Data Management*. URL: <https://www.waterloohydrogeologic.com/products/hydro-geoanalyst> (дата обращения: 22.07.2025)
8. Волк В.К., 2022. *Базы данных. Проектирование, программирование, управление и администрирование*. Учебник для вузов, 3-е изд., стер. Санкт-Петербург: Лань, 244 с.
9. Корнилков С.В., Рыбникова Л.С., Рыбников П.А., Смирнов А.Ю., 2022. Геоинформационный мониторинг для решения экологических задач горнопромышленных территорий Среднего Урала. *Горная промышленность*, № S1, С. 127-133. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-127-133
10. Корнилков С.В., Рыбников П.А., Рыбникова Л.С., 2025. Об основных направлениях взаимодополнения методов цифровизации и геоинформационного обеспечения горного производства. *Известия высших учебных заведений. Геология и разведка*, Т. 67, № 1, С. 76-85. DOI: 10.32454/0016-7762-2025-67-1-76-85
11. Яковлев В.Л., 2023. Обсуждение назревшей проблемы особенности современного периода исследований по проблемам комплексного освоения недр и развития минерально-сырьевой базы России. *Проблемы недропользования*, № 3(38), С. 21-34. DOI 10.25635/2313-1586.2023.03.021.

### References

1. Domdouzis K., Lake, P. 2021. Switzerland: Springer Cham, 400 p. DOI: 10.1007/978-3-030-42224-0
2. Jizhe Xia, Qunying Huang, Zhipeng Gui, Wei Tu, 2024. *Open GIS*. Switzerland: Springer Cham, 344 p. DOI: 10.1007/978-3-031-41748-1
3. Date C.J., 2019. *Database Design and Relational Theory*. Switzerland: Springer Cham, 451 p. DOI: 10.1007/978-1-4842-5540-7
4. Joseph S.P. Fong, Kenneth Wong Ting Yan, 2021. *Information Systems Reengineering, Integration and Normalization*. Switzerland: Springer Cham, 384 p. DOI: 10.1007/978-3-030-79584-9
5. Li F., Zhou X., Cai P., Zhang R., Huang G., Liu X., 2025. *Database Development Milestones. Cloud Native Database*. Singapore: Springer, P. 1-21. DOI: 10.1007/978-981-97-4057-4\_1
6. Selvaraj S., 2024. Advanced Database Techniques and Optimization. *Building Real-Time Marvels with Laravel*. USA, Berkeley: Apress, P. 425–453. DOI: 10.1007/978-1-4842-9789-6\_17



7. *Hydro GeoAnalyst Environmental Data Management*. URL: <https://www.waterloohydrogeologic.com/products/hydro-geoanalyst> (data obrashcheniya: 22.07.2025)

8. Volk V.K., 2022. Bazy dannykh. Proektirovanie, programmirovaniye, upravlenie i administrirovanie [Databases. Design, programming, management and administration]. Uchebnik dlya vuzov, 3-e izd., ster. Sankt-Peterburg: Lan', 244 p.

9. Kornilkov S.V., Rybnikova L.S., Rybnikov P.A., Smirnov A.Yu., 2022. Geoinformatsionnyi monitoring dlya resheniya ekologicheskikh zadach gornopromyshlennykh territorii Srednego Urala [Geoinformation monitoring for solving environmental problems in mining areas of the Middle Urals]. Gornaya promyshlennost', № S1, P. 127-133. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-127-133

10. Kornilkov S.V., Rybnikov P.A., Rybnikova L.S., 2025. Ob osnovnykh napravleniyakh vzaimodopolneniya metodov tsifrovizatsii i geoinformatsionnogo obespecheniya gornogo proizvodstva [About the main directions of complementarity of methods of digitalization and geoinformation support of mining production]. Izvestiya vysshih uchebnykh zavedenii. Geologiya i raz-vedka, Vol. 67, № 1, P. 76-85. DOI: 10.32454/0016-7762-2025-67-1-76-85

11. Yakovlev V.L., 2023. Obsuzhdenie nazrevshei problemy osobennosti sovremennogo perioda issledovaniy po problemam kompleksnogo osvoeniya neдр i razvitiya mineral'no-syr'evoi bazy Rossii [Discussion of the urgent problem of the modern period of research on the problems of integrated development of mineral resources and the development of the mineral resource base of Russia]. Problemy nedropol'zovaniya, № 3(38), P. 21-34. DOI 10.25635/2313-1586.2023.03.021.

УДК 550.8:004.65

**Лысенко Дмитрий Евгеньевич**

главный геолог,  
лаборатория устойчивости бортов,  
Уральский филиал ВНИМИ,  
620062 г. Екатеринбург, ул. Чебышева, 6

**ПРОБЛЕМЫ КАЧЕСТВА  
И СТАНДАРТИЗАЦИИ ИСХОДНОЙ  
ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ И  
ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ  
ПРИ ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНОМ И  
ГЕОТЕХНИЧЕСКОМ МОДЕЛИРОВАНИИ**

*Аннотация:*

Данная работа посвящена раскрытию проблемы качества исходных геологических и геомеханических данных; сравнению исторических материалов, используемых для первичной оценки геологической и геомеханической обстановки с современными подходами картирования и документирования горных выработок и обнажений; рассмотрению современных классификаций для преобразования и стандартизации исторических материалов и современных исследований в единую систему.

За основу принимаются общепринятые и международные сокращения, рейтинговые классификации, такие как индекс качества выработок по системе Бартон, рейтинговая система массива горных пород Бенявского, показатель геологического индекса прочности Хоэка-Брауна. В качестве развернутого примера используется рейтинговая система RMR Бенявского, но похожая сравнительная оценка проводилась и по другим показателям.

В работе описаны основные параметры и переменные для классификации горного массива по его качественным показателям, которые встречаются в исходных исторических материалах и требуются по классификации. Приведены примеры перехода от субъективного качественного описания массива к численным рейтинговым параметрам. Переход к рейтинговым показателям численной характеристики массива обеспечивает возможность машинного расчета при интерполяции и экстраполяции в блочных моделях, проведение сравнительного анализа между участками и прогнозного анализа на зоны и области интереса с малой информационной обеспеченностью для проектирования дополнительных работ до изучения массива.

Главная цель таких преобразований – унификация всех доступных материалов в единую базу данных, быстрый пересчет между различными системами, составление программы исследований для изучения наиболее неустойчивых участков.

**Ключевые слова:** базы данных, рейтинги, качественный и количественный, характеристика массива, геомеханика, геология.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.03.119

**Lysenko Dmitry E.**

Chief Geologist,  
Laboratory of board stability,  
Ural branch of VNIMI,  
6 Chebysheva Str., 620062 Ekaterinburg.

**PROBLEMS OF QUALITY AND  
STANDARDIZATION OF INITIAL  
GEOLOGICAL AND GEOMECHANICAL  
DATA IN GEOLOGICAL-STRUCTURAL  
AND GEOTECHNICAL MODELING**

*Abstract:*

This paper is devoted to: Disclosing the problem of quality of initial geologic and geomechanical data. Comparison of historical materials used for initial assessment of geologic and geomechanical setting with modern approaches to mapping and documentation of mine workings and outcrops. Consideration of modern classifications to convert and standardize historical materials and modern research into an unified system.

Common and internationally accepted abbreviations and rating classifications such as the Barton excavation quality index, the Bieniawski rock mass rating system, and the Hoek-Brown geologic strength index. Bieniawski's RMR rating system is used as a detailed example, but the similar comparative evaluation was carried out for other indicators.

The paper describes the main parameters and variables for classifying a rock massif according to its qualitative indicators, which are found in the source historical materials and are required for classification. Examples of transition from subjective qualitative description of the massif to numerical rating parameters are given. Transition to rating parameters of numerical characterization of the array provides the possibility of machine calculation in interpolation and extrapolation in block models, comparative analysis between sites and predictive analysis on zones and areas of interest with low information availability for the design of additional work before the study of the array.

The main goal of such conversions is to unify all available materials into a single database, to provide rapid conversion between different systems, and to draw up a research program to study the most unstable areas.

**Key words:** databases, ratings, qualitative and quantitative, rock mass characterization, geomechanics, geology.

## Введение

Математические и статические модели сегодня являются основой для прогнозирования горно-геологических условий в период проектирования и непосредственной отработки месторождения. Геологические, геомеханические и гидрогеологические модели – это одни из частных и наиболее распространенных видов моделей, которые создавались до компьютерной эпохи в виде плоских 2D моделей на бумажных носителях, а сегодня с развитием и распространением ГГИС и в цифровом 3D формате [1, 2].

Для задания граничных элементов, структурных особенностей и свойств массива требуются экспериментальные (лабораторные) данные и фактические наблюдения (картирование) земной поверхности, естественных обнажений, горных выработок и, в частности, скважин различного назначения. Документируемая информация должна обладать пространственной привязкой, методической преемственностью и повторяемостью, сохранять единую оценочную шкалу, легенду и перечень описываемых параметров [3].

С учетом активного исследования геологии в период существования СССР и накопления большого количества полевого материала в этот период изучение и анализ практически всех действующих или проектирование новых объектов горной промышленности начинается с изучения этих наработок. Материалы советского периода преимущественно представлены (передаются заказчиками или имеются в свободном доступе и архивах) графическими материалами, текстовыми отчетами [4]. Исходные полевые журналы или таблицы лабораторных исследований являются недоступными по различным причинам. Материалы эти характеризуют геологическое строение с описанием пород и геологических пачек, структурные особенности, такие как складки, разрывные нарушения с указанием их характеристик, оценку трещиноватости массива, физико-механические свойства вмещающих пород и руд.

Цель данной работы – выделение единой логики для преобразования геологических и геомеханических исторических данных и ведение современного документирования, согласно актуальным общепринятым и международным классификациям.

За теоретическую основу принимаются следующие подходы: система Бартон [5], рейтинговая система Бенявского [6], индекс Хоека-Брауна [7]. Эти методы основаны на практических наблюдениях, были неоднократно апробированы и откалиброваны на множестве месторождений по всему миру и сегодня активно используются для систематизированного описания характеристик горного массива и дальнейших расчетов.

Методы эти базируются на учете факторов, которые приводят к ослаблению массива и близки по своей применимости с коэффициентом ослабления для пересчета лабораторных испытаний образца на прочность массива. Все эти системы и индексы учитывают качество пород, через степень трещиноватости массива характеризующихся рейтингом RQD, характеристики трещин, такие как длина, частота, раскрытие, шероховатость, заполнитель и выветривание, а также влияние воды. Дополнительно могут учитываться факторы прочности пород, напряжение в породном массиве, направление трещин относительно горных выработок (табл. 1).

Анализ проведен на примере рейтинговой системы Бенявского RMR и аналогичен по методике для других рейтинговых систем.

Прочность пород на одноосное сжатие UCS (Ja1) часто встречается в исторических материалах и является числовым значением, что обеспечивает его легкий пересчет в условные единицы используемого рейтинга. Но в случае только полевого описания по косвенным признакам возможно применение справочных значений для описанной породы или применение пересчетной таблицы для полевой оценки.

Таблица 1

### Определение коэффициента для RMR

Прочность породы на одноосное сжатие							
Интервал значений	>250 МПа	100-250 МПа	50-100 МПа	25-50 МПа	5-25 МПа	1-5 МПа	<1МПа
Оценка (A1)	15	12	7	4	2	1	0
Показатель качества массива по выходу керна RQD							
Интервал значений	90-100 %	75-90 %	50-75 %	25-50 %	25 %		
Оценка (A2)	20	17	13	8	3		
Расстояние между трещинами							
Интервал значений	>2 м	0,6-2 м	200-600 мм	60-200 мм	<60 мм		
Оценка (A3)	20	15	10	8	5		
Шероховатость трещин							
Интервал значений	Очень шероховатые	Слегка шероховатые раскрытие <1 мм, слегка выветрелые стенки	Слегка шероховатые раскрытие <1 мм, сильно выветрелые стенки	Гладкие поверхности	Следы скольжения		
Оценка (A41)	6	5	3	1	0		
Длина трещин							
Интервал значений	<1 м	1-3 м	3-10 м	10-20 м	>20 м		
Оценка (A42)	6	4	2	1	0		
Раскрытие трещин							
Интервал значений	Нет	<0,1 мм	0,1-1,0 мм	1-5 мм	>5 мм		
Оценка (A43)	6	5	4	1	0		
Заполнитель трещин							
Интервал значений	Нет	Твердый заполнитель <5 мм	Твердый заполнитель >5 мм	Мягкий заполнитель < 5 мм	Мягкий заполнитель > 5 мм		
Оценка (A44)	6	4	2	2	0		
Измененность стенок трещин							
Интервал значений	Нет	Слегка выветрелые	Средне выветрелые	Сильно выветрелые	Раздробленные		
Оценка (A45)	6	5	3	1	0		
Обводненность пород выработки							
A4=A41+A42+A43+A44 +A45	30	25	20	10	0		
Интервал значений	Полностью сухая	Влажная	Мокрая	Капез	Водоприток		
Оценка (A5)	15	10	7	4	0		
Ориентация трещин							
Интервал значений	Очень благоприятные	Благоприятные	Средние	Неблагоприятные	Очень неблагоприятные		
Оценка (JB)	0	-2	-5	-10	-12		

Табл. 2 позволяет легко переводить описательные данные исторической документации об обводненности в числовые значения, что позволяет повысить исходную изученность территории и в итоге улучшает эффективность работ по доизучению, повышает точность геомеханических расчетов и моделирования.

Таблица 2

### Переход от качественного описания массива к численным рейтингам

Jw	JA5(89)	Бенявский				Бартон		
Обводненность		JA5(89)		JA5(76)		Jw		
Код	Описание							
D	Полностью сухая – без признаков влаги на поверхности	15	Полностью сухая	10	Полностью сухая	(А) Сухая выработка или незначительный водопристок, т.е. местный приток < 5 л / мин	1	A
M	Слегка влажная – поверхность трещины влажная	10	Влажная	7	Влажная	(В) Средний водопристок или давление, эпизодическое вымывание трещин	0.66	B
W	Влажная – поверхность трещин сырая	7	Мокрая	4	Мокрая	(С) Большой водопристок или высокое давление в крепкой породе с трещинами без заполнения	0.5	C
DR	Мокрая – присутствует вода	4	Капез	0	Водопристок	(D) Большой водопристок или значительное вымывание заполнения трещин	0.33	D
F	Течет вода	0	Водопристок	0	Водопристок	(Е) Исключительно высокий водопристок или давление воды при взрывах, ослабевающие значения с течением времени	0.2-0.1	E
SF	Течет вода под давлением	0	Водопристок	0	Водопристок	(F) Исключительно высокий водопристок или давление воды, продолжающиеся без заметного ослабления	0.1-0.05	F
-1	Не описано							
-2	Не требуется							

Далее представлена таблица перевода качественных характеристик прочности пород, полученных в полевых условиях, в количественные значения, что обеспечивает их дальнейшее использование в геомеханических расчетах и моделях (табл. 3). Это

позволяет стандартизировать данные, особенно при отсутствии возможности проведения лабораторных испытаний в реальных условиях.

Таблица 3

### Оценка прочности породы при наглядном (описательном) подходе [4]

Код	Описание	$\sigma_{сж}$ (МПа)	Полевая оценка
SCvs	Очень мягкая глина	<0,025	Легко продавливается кулаком на несколько сантиметров
SCs	Мягкая глина	0,025–0,05	Легко продавливается большим пальцем на несколько сантиметров
SCf	Плотная глина	0,05–0,1	На несколько сантиметров продавливается пальцем при умеренном усилии
SCst	Загрязненная глина	0,1–0,25	Зазубрины легко оставляются большим пальцем, но материал продавливается с большим усилием
SCvst	Сильно затвердевшая глина	0,25–0,5	Зазубрины легко оставляются ногтем
SC	Камень	0,5–1	Зазубрины с трудом оставляются ногтем
R0	Почвенная	0,25–1	Крошится ногтем
R1	Очень слабая	1–5	Материал крошится от крепкого удара геологическим молотком, ему можно придать форму ногтем
R2	Слабая	5–25	Материал режется ножом, но с большим усилием, чтобы резать его на цилиндрические образцы
R3	Средней прочности	25–50	Крепкий удар геологического молотка оставляет отметины до 5 мм, нож царапает поверхность (оценка около 35 МПа)
R4	Прочная	50–100	Образец, удерживаемый в руке, можно разбить одним ударом геологического молотка
R5	Очень прочная	100–250	Для того чтобы сломать образец ненарушенной породы, требуется несколько ударов геологического молотка
R6	Крайне прочная	>250	Материал только откалывается под повторяющимися ударами геологического молотка, звенит при ударах

Параметр RQD (Ja2) является численным значением и требует только перевода под конкретную рейтинговую систему. Однако в исторических материалах RQD обычно не фигурирует, и его учет возможен по косвенному признаку через TCR и поправочный коэффициент, рассчитанный по современным геомеханическим наблюдениям.

Характеристики трещиноватости массива включают в себя сразу группу параметров: число систем трещин (Ja3) и условие трещиноватости (Ja4), состоящее из длины трещин (Ja41), раскрытия трещин (Ja42), заполнителя трещины (Ja43), измененности стенок трещин (Ja44). Показан пересчет из качественных значений полевого документирования в количественные значения рейтинговой системы Бенявского. В исторических материалах чаще всего отсутствует структурное описание керна с выделением геомеханических интервалов, однако встречается описание систем трещин. Каждую систему описывают отдельно с возможностью выделить большинство из перечисленных параметров трещиноватости и с разделением по породным разностям [5, 8].

Обводненность (Ja5) принимается на основании гидрогеологических наблюдений. Пространственно в блочную модель вносится как разграничивающая поверхность, выше которой водный фактор максимально позитивный с минимальным воздействием, а ниже массив учитывается как обводненный с постоянным присутствием воды. При сложном гидрогеологическом строении и резких изменениях несущих способностей горной породы в зависимости от обводнения требуется уделять повышенное внимание этому фактору. Дополнительно требуется оценивать зону вблизи разрывных нарушений и зоны дезинтеграции, которые могут быть обводнены.

Ориентацию трещин относительно горных выработок (JB) можно оценить, опираясь на исторические данные по основным системам трещин и розам диаграмм (стереорограммам) и проектной документации, а также по геодинамическому районированию исследуемого участка месторождения [10].

### *Заключение*

Главной особенностью данного исследования стал пример адаптации существующих международных классификаций на примере рейтинговой системы Бенявского с отечественной практикой полевого документирования. Предложенный подход базируется на создании шкал для качественных характеристик массива с их последующим переводом в числовые рейтинговые показатели. Это позволяет выполнить интерполяцию и экстраполяцию параметров массива на объемы, не охваченные детальными полевыми исследованиями. Важным вкладом также является применение корреляционных таблиц, основанных на косвенных признаках для пересчета параметров массива. Практическая значимость исследования заключается в возможности повторного использования данных исторических изысканий в современных программных продуктах и методах, для разработки полезных ископаемых и обеспечения промышленной безопасности. Предложенный алгоритм интеграции данных предоставляет полезный инструмент для решения прикладных задач, таких как проектирование горных выработок, оптимизация углов уклона бортов карьеров и прогнозирование устойчивости массива [11].

По итогу проведенной работы сформирована сводная табл. 4 на примере системы Бартон RMR, с помощью которой возможно выполнить перевод качественных характеристик массива по историческим материалам в количественные рейтинговые показатели для дальнейшей интерполяции и экстраполяции на требуемый объем массива. Полученная блочная модель позволяет проводить оценку качества массива в любой точке моделирования и проводить множественные проектные расчеты [12].

В дальнейшем возможно составить программу для детализации и наработки недостающих данных с оперативным внедрением в имеющуюся базу данных новых параметров и актуализации модели. Машинными методами возможен оперативный пересчет под другие рейтинговые системы в зависимости от поставленных задач.



Таблица 4

**Перевод качественных характеристик массива по системе Бартон (RMR)**

Параметр	Качественная характеристика	Количественное значение (RMR)	Комментарий
Прочность на UCS (Ja1)	1. Высокая (более 250 МПа)	15	Используется для пород с высокой прочностью, обычно граниты, габбро
	2. Средняя (100–250 МПа)	10	Песчаники и известняки со средней прочностью
	3. Низкая (менее 100 МПа)	5	Типичные примеры: глинистые сланцы и слабые метаморфические породы
RQD (Ja2)	1. Превосходный (90–100 %)	20	Прочная, практически монолитная порода
	2. Хороший (75–90 %)	17	Порода с незначительным содержанием трещин
	3. Посредственный (50–75 %)	13	Средняя трещиноватость
	4. Плохой (25–50 %)	8	Частые трещины, значительное обрушение структур
	5. Очень плохой (< 25 %)	3	Очень высокая степень трещиноватости, непригодные условия для горных работ без укрепления
Трещиноватость (Ja3)	1. Одна система трещин	25	Одиочная система трещин, минимальный риск разрушения массива
	2. Две системы	15	Скрещивающиеся системы, вероятны сдвиги
	3. Три системы или более	7	Пересечения трещин формируют зоны высокой нестабильности
Обводненность (Ja5)	1. Сухая порода	15	Вода отсутствует, устойчивые условия
	2. Умеренно влажная	10	Периодические протоки воды, частичная гидрогенизация массива
	3. Постоянная влажность, проточная вода	5	Вода существенно влияет на стабильность породного массива
Ориентация трещин (JB)	1. Благоприятная	10	Трещины располагаются под углом, не влияющим на общую устойчивость массива
	2. Умеренно неблагоприятная	7	Возможны локальные обрушения
	3. Неблагоприятная	3	Максимально неблагоприятные условия из-за пересечения оси выработки и систем трещин

Шероховатость трещин (Ja4.1)	1. Гладкие	15	Породы с низкой шероховатостью трещин, минимальная нестабильность
	2. Умеренно шероховатые	10	Шероховатость умеренная, возможно местное разрушение
	3. Шероховатые	5	Высокая шероховатость, увеличивает вероятность разрушений
Длина трещин (Ja4.2)	1. Короткие (менее 1 м)	15	Короткие трещины, слабое влияние на общую стабильность массива
	2. Средние (1–3 м)	10	Средняя длина, возможно влияние на локальные области
	3. Длинные (более 3 м)	5	Длинные трещины, высокое влияние на устойчивость
Раскрытие трещин (Ja4.3)	1. Незначительное (< 1 мм)	15	Меньшее раскрытие, слабое влияние на механические свойства массива
	2. Умеренное (1–5 мм)	10	Умеренное раскрытие, возможно локальное воздействие
	3. Значительное (> 5 мм)	5	Значительное раскрытие, значительное воздействие на стабильность
Заполнитель трещин (Ja4.4)	1. Без заполнителей	15	Трещины без заполнителей, минимальное влияние на прочность
	2. Минеральные или органические заполнители	10	Частичное заполнение трещин, влияет на прочностные характеристики
	3. Водные или глинистые заполнители	5	Заполнение трещин водой или глиной, значительно снижает прочность
Измененность стенок трещин (Ja4.5)	1. Нет изменений	15	Стенки трещин не изменены, стабильность массива высока
	2. Умеренные изменения	10	Незначительные изменения стенок, возможность локальных нарушений
	3. Значительные изменения	5	Значительные изменения стенок, возможные разрушения и обрушения

### Список литературы

1. Раимжанов Б.Р., Хасанов А.Р., 2020. Оценка структурной нарушенности массива горных пород по рейтинговым классификациям для рудников зармитанской золоторудной жилы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5, С. 115-127. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-115-127.
2. Gregory Paul Dyke, 2006. *A research report submitted to the Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg*,

in partial fulfilment of the requirements for the degree of Master of Science in Engineering. Johannesburg. URL: <https://core.ac.uk/download/pdf/39665059.pdf> (дата обращения 22.09.2025)

3. Стандарт «Геомеханическое обеспечение горных работ на месторождениях АО «Серебро Магадана» СП 01-2016. URL: <https://companionum.ru/id/1024900957070-serebro-magadana?ysclid=mg> (дата обращения 22.09.2025)

4. Методические указания по изучению массива горных пород для обеспечения устойчивости бортов и уступов карьера, разрезов и откосов отвалов. Москва: ИПКОН РАН, 2022.

5. Barton N., Lien R., Lunde J., 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, Vol. 6, P.189-236.

6. Bieniawski Z.T. 1973. *Engineering classification of rock masses*. URL: [https://www.researchgate.net/publication/335059897\\_Engineering\\_classifications\\_of\\_rock\\_masses](https://www.researchgate.net/publication/335059897_Engineering_classifications_of_rock_masses) (дата обращения 20.09.2025)

7. Hoek, E., & Brown E.T., 1980. Empirical Strength Criterion for Rock Masses. URL: <https://www.rocsience.com/assets/resources/learning/hoek/1980-Empirical-Strength-Criterion-for-Rock-Masses.pdf> (дата обращения 23.09.2025)

8. Hoek E., Brown E.T., 1997. Practical estimates of rock mass strength. *Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 34, N. 8, P.1165-1186.

9. Koprانov I.V., Stolyarov M.M., Tamakhin A.S., Zhavoronkin O.V., 2024. Automation of support system design in underground mines using rock mass rating. *Gornyi Zhurnal*, № 1.

10. Basalaeva P.V., Kuranov A.D., 2024. Influence of dip angle of lithologically nonuniform interburden on horizontal mine opening stability during driving. *MIAB*, № 3, P. 17-30.

11. Trushko V.L., Baeva E.K., 2023. Substantiation of rational parameters of mine support system for underground roadways in difficult geological conditions. *MIAB*, №12, P. 55-69.

12. Sidorov D.V., Ponomarenko T.V., 2020. Estimation methodology for geodynamic behaviour of nature-and-technology systems in implementation of mineral mining projects. *Gornyi Zhurnal*, № 1.

## References

1. Raimzhanov B.R., Khasanov A.R., 2020. Otsenka strukturnoi narushennosti massiva gornykh porod po reitingovym klassifikatsiyam dlya rudnikov zarmitanskoi zolotorudnoi zhily [Assessment of the structural disturbance of the rock mass according to the rating classifications for the mines of the Zarmitan gold mine]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5, P. 115-127. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-115-127.

2. Gregory Paul Dyke, 2006. A research report submitted to the Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg, in partial fulfilment of the requirements for the degree of Master of Science in Engineering. Johannesburg. URL: <https://core.ac.uk/download/pdf/39665059.pdf> (дата обращения 22.09.2025)

3. Standart "Geomekhanicheskoe obespechenie gornykh rabot na mestorozhdeniyakh AO "Serebro Magadana" SP 01-2016 [Standard "Geomechanical support of mining operations at the sites of JSC "Silver Magadan" SP 01-2016]. URL: <https://companionum.ru/id/1024900957070-serebro-magadana?ysclid=mg> (дата обращения 22.09.2025)

4. Metodicheskie ukazaniya po izucheniyu massiva gornykh porod dlya obespecheniya ustoychivosti bortov i ustupov kar'era, razrezov i otkosov otvalov [Methodological guidelines for studying the rock mass to ensure the stability of the sides and ledges of the quarry, sections and slopes of the dumps]. Moscow: IPKON RAN, 2022.

5. Barton N., Lien R., Lunde J., 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, Vol. 6, P.189-236.
6. Bieniawski Z.T. 1973. *Engineering classification of rock masses*. URL: [https://www.researchgate.net/publication/335059897\\_Engineering\\_classifications\\_of\\_rock\\_masses](https://www.researchgate.net/publication/335059897_Engineering_classifications_of_rock_masses) (data obrashcheniya 20.09.2025)
7. Hoek, E., & Brown E.T., 1980. Empirical Strength Criterion for Rock Masses. URL: <https://www.rocsience.com/assets/resources/learning/hoek/1980-Empirical-Strength-Criterion-for-Rock-Masses.pdf> (data obrashcheniya 23.09.2025)
8. Hoek E., Brown E.T., 1997. Practical estimates of rock mass strength. *Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 34, N. 8, P.1165-1186.
9. Koprانov I.V., Stolyarov M.M., Tamakhin A.S., Zhavoronkin O.V., 2024. Automation of support system design in underground mines using rock mass rating. *Gornyi Zhurnal*, № 1.
10. Basalaeva P.V., Kuranov A.D., 2024. Influence of dip angle of lithologically nonuniform interburden on horizontal mine opening stability during driving. *MIAB*, № 3, P. 17-30.
11. Trushko V.L., Baeva E.K., 2023. Substantiation of rational parameters of mine support system for underground roadways in difficult geological conditions. *MIAB*, №12, P. 55-69.
12. Sidorov D.V., Ponomarenko T.V., 2020. Estimation methodology for geodynamic behaviour of nature-and-technology systems in implementation of mineral mining projects. *Gornyi Zhurnal*, № 1.