

Разработка методов повышения стабильности эксплуатации подземных сооружений

И. М. Новожилов¹, Д. А. Первухин², А. В. Мартиросян², В. Я. Трофимец²,
Д. Л. Тукеев², Н. А. Таланов², Ю. М. Искандеров³

¹ Санкт-Петербургский государственный электротехнический университет «ЛЭТИ» им. В. И. Ульянова (Ленина), Санкт-Петербург, Россия

² Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Санкт-Петербург, Россия

³ Санкт-Петербургский Федеральный исследовательский центр РАН, Санкт-Петербург, Россия

✉ s225027@srud.spmi.ru

Аннотация. Существующие системы мониторинга и оценки технического состояния шахт, рудников и других подземных сооружений все меньше и меньше удовлетворяют современным практическим требованиям, которые касаются точности и достоверности полученных результатов. Это обусловлено отсутствием инновационных методов проектирования и строительства, а также поддерживающих мероприятий, которые подразумевают мониторинг в реальном времени взаимодействующих друг с другом различных элементов строительной и геотехнической систем. Современные научные исследования предлагают применять для этого методы системного анализа. Применение современных методик ведет к необходимости глубокого анализа объекта исследования. Таким образом, разработка унифицированного метода поиска входных, выходных и результирующих факторов – это одна из важнейших задач повышения стабильности функционирования технологического процесса шахт и подземных сооружений. Цель статьи заключается в формировании перечня входных, внутренних и выходных параметров воздействия на горнорудное месторождение, получение на основе данного перечня концептуальной модели, позволяющей моделировать техническое состояние апатит-нефелинового месторождения на разных стадиях его эксплуатации.

Научная значимость статьи состоит в разработке методов анализа апатит-нефелинового месторождения, а также методики построения математической модели на основе метода экспертных оценок.

Практическая ее значимость состоит в применении более точной модели оценки технического состояния подземных сооружений, что приведет к повышению надежности и эффективности эксплуатации подземных сооружений.

Ключевые слова: математическая модель, система с распределенными параметрами, экономическая эффективность горных предприятий, горнотехнические системы, поликритериальные задачи

Для цитирования: Разработка методов повышения стабильности эксплуатации подземных сооружений / И. М. Новожилов, Д. А. Первухин, А. В. Мартиросян, В. Я. Трофимец, Д. Л. Тукеев, Н. А. Таланов, Ю. М. Искандеров // Изв. СПбГЭТУ «ЛЭТИ». 2024. Т. 17, № 6. С. 35–48. doi: 10.32603/2071-8985-2024-17-6-35-48.

Конфликт интересов. Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Methods for Improving the Stability of Underground Structure Operation

I. M. Novozhilov¹, D. A. Pervukhin², A. V. Martirosyan², V. Ya. Trofimets²,
D. L. Tukeev², N. A. Talanov²✉, Yu. M. Iskanderov³

¹ Saint Petersburg Electrotechnical University, Saint Petersburg, Russia

² Saint Petersburg Mining University Empress Catherine II, Saint Petersburg, Russia

³ Saint Petersburg Federal Research Center of the Russian Academy of Sciences,
Saint Petersburg, Russia

✉ s225027@srud.spmi.ru

Abstract. The existing systems for monitoring the technical condition of mines and other underground structures are increasingly failing to meet modern requirements in terms of accuracy and reliability. This is largely related to a lack of innovative design and construction methods, as well as supporting measures that involve real-time monitoring of the various elements of geotechnical systems in the process of their interaction. These tasks can be solved using the methods of system analysis. The application of modern techniques requires a deep analysis of the object under study. Therefore, the development of a unified method for identifying the input, output, and resultant factors determining the operational stability of mines and underground structures appears to be an important task. In this work, we aim to identify a set of input, internal, and output factors affecting mining deposit structures and their operational parameters. This set is used as the basis for developing a conceptual model for simulating the technical condition of an apatite-nepheline ore mine at different stages of its operation.

The scientific significance of the work consists in the development of methods for the analysis of the apatite-nepheline deposit and the development of a methodology for constructing a mathematical model based on the method of expert assessments.

The practical significance of the work consists in the application of a more accurate model for assessing the technical condition of underground structures, which will lead to an increase in the reliability and efficiency of operation of underground structures.

Keywords: mathematical model, system with distributed parameters, economic efficiency of mining enterprises, mining systems, polycriteria problems

For citation: Methods for Improving the Stability of Underground Structure Operation / I. M. Novozhilov, D. A. Pervukhin, A. V. Martirosyan, V. Ya. Trofimets, D. L. Tukeev, N. A. Talanov, Yu. M. Iskanderov // LETI Transactions on Electrical Engineering & Computer Science. 2024. Vol. 17, no. 6. P. 35–48. doi: 10.32603/2071-8985-2024-17-6-35-48.

Conflict of interest. The authors declare no conflicts of interest.

Введение. Если детально рассмотреть разработки, вышедшие в свет в последние годы в таких сферах, как геотехнология и геомеханика, то можно отметить, что в них поднимается вопрос комплексного освоения подземного пространства. Данная область исследований предметно рассматривает вопрос проектирования и строительства подземных объектов производственного комплекса. Строительная геотехнология представляет собой неотъемлемую часть целого комплекса горных наук и рассматривает как приоритетные вопросы горного строительства, а также повторного использования выработанного пространства.

Современные научные исследования предлагают применять для этого методы системного анали-

за, однако их применение приводит к необходимости глубокого анализа объекта исследования и построению уникальных для конкретного месторождения моделей. Таким образом, разработка унифицированного метода поиска входных, выходных и результирующих факторов представляет одну из важнейших задач повышения стабильности функционирования технологического процесса.

Постановка задачи. В рамках данного исследования необходимо разработать унифицированную методику анализа входных, выходных и результирующих параметров, обеспечивающих стабильное функционирование горнодобывающего предприятия. В рамках данного исследования необходимо выполнить следующие задачи:

1. Проанализировать существующие входные, выходные и результирующие параметры, описывающие шахту или подземное сооружение. Выделить из них наиболее значимые.

2. Доработать существующую методику экспертных оценок с целью расширения ее функциональных возможностей по определению значимости каждого из факторов.

3. Выбрать наиболее значимые факторы и построить на их основе комплексную математическую модель подземного сооружения.

Таким образом, полученная математическая модель будет иметь значительно более высокую точность и, как следствие, обеспечит более высокую стабильность работы предприятия.

Методология исследования. В настоящее время внимание мировой общественности приковано к вопросам перехода горнодобывающих предприятий на путь устойчивого развития, что определяется их ролью в функционировании всех секторов экономики. В последние годы в мировой экономике наблюдается рост цен на многие природные ресурсы. Очевидно, что природные ресурсы исчерпываются и ограничивается их количество для потребления человеком. Поэтому на сегодняшний день как никогда остро встает вопрос о повышении экономической эффективности горнодобывающей отрасли. Современные требования рынка на продукцию промышленных предприятий достаточно высоки, поэтому необходима разработка более инновационных и конкурентоспособных способов производства, которые приведут к получению более совершенной продукции [1].

Существенную роль в исследованиях, направленных на повышение экономической эффективности горных предприятий, играет разработка современных технологических решений в области эксплуатации уже существующих объектов. И ключевое место в формировании вышеуказанных решений занимает разработка мероприятий по снижению затрат на крепление и поддержание подземных горных выработок. Также важное значение имеют мероприятия по амортизации и контролю производственного процесса. Условно факторы и их представление можно привести в виде таблицы. Физические процессы, протекающие во время эксплуатации подземных сооружений, можно условно разделить на несколько групп. Параметры стволов описывают техническое состояние ствола скважины, его параметры, износ, коррозию и многое другие факторы. Параметры выработок описывают текущее состояние сооружения.

Опираясь на ранние исследования, можно отметить, что современные автоматические системы управления имеют ряд проблем, связанных непосредственно с объектами управления, имеющими пространственные координаты, возникают также сложности с их анализом и исследованием. Например, мониторинг изменения устойчивости подземного сооружения в процессе его эксплуатации может осуществляться инструментально по смещениям с изучением процессов деформации массива пород вокруг выработки и учета работы крепи выработки. Другими словами, необходимо рассмотреть каждый критерий подробно и применять современный математический аппарат, т. е. применить методы систем с распределенными параметрами. Таким образом, необходимо заложить более современную методику мониторинга и оценки технического состояния подземных объектов, в основе которой заложены обеспечение стабильного режима производства и оперативное регулирование поведения окружающей среды массива пород по данным непрерывного контроля [2].

Методы систем с распределенными параметрами хорошо зарекомендовали себя при решении различных практических задач [3]. В частности, существует необходимость разработки системы управления температурным полем насосно-компрессорной трубы в процессе добычи высокопарафинистой нефти. Как итог, была снижена итоговая стоимость разработки и эксплуатации месторождения [4]–[6].

В результате анализа литературных источников были выявлены различные параметры, необходимые для анализа. Применим методику системного анализа для выявления наиболее значимых параметров.

Многофакторный корреляционно-регрессионный анализ. В процессе эксплуатации сооружения испытывают различные деформационные характеристики от работы самоходного оборудования, проведения буровзрывных работ и т. д. Обобщенно совокупность факторов можно представить в виде табл. 1. В ней отражены входные параметры, которые влияют на технологический процесс эксплуатации апатито-нифелинового месторождения. Данные параметры были выделены группой экспертов – сотрудников и руководителей вышеуказанного месторождения. В дальнейшем данный перечень параметров будет использован при разработке системы управления автоматизированной добычей апатито-нифелиновой руды.

Табл. 1. Входные параметры, влияющие на технологический процесс автоматизированного месторождения
 Tab. 1. Input factors affecting the technological process of an automated mine

№	Входной параметр		№	Входной параметр		
1	Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	42	Параметры буровзрывных работ (БВР)	Удельный расход ВВ на 1 м	
2		Размер шахтного поля по падению	43		Удельный расход ВВ на 1 м ³	
3		Коэффициент водообильности	44		Объем буровых работ	
4		Расстояние до границы поля	45		Объем буровых работ на 1 м	
5		Мощность пласта свиты	46		Объем буровых работ на 1 м ³	
6		Расстояние по нормали между пластами	47		Объем горной массы после взрыва	
7		Угол падения пласта	48		Объем горной массы на 1 м	
8		Сопrotивляемость пласта резанию	49		Объем горной массы на 1 м ³	
9		Природная метаноносность пласта	50		Вероятная длина развала породы	
10		Суточная производственная мощность шахты	51		Техническая производительность бурильной установки	
11		Годовая производственная мощность шахты	52		Время на бурение шпуров	
12		Глубина нижней границы поля	53		Время заряжания и взрывания	
13		Размер яруса	54		Параметры вентиляции (ПВ)	Длина трубопровода
14		Количество ярусов	55			Аэродинамическое сопротивление трубопровода
15		Размер поля по падению	56	Количество воздуха по разбавлению газов после БВР		
16		Длина главного наклонного ствола	57	Количество воздуха по количеству людей в забое		
17		Структура породного массива	58	Количество воздуха по минимальной скорости воздуха		
18		Длина главного вертикального ствола	59	Количество воздуха по мощности ДВС		
19		Промышленные запасы	60	Количество воздуха по газовыделению		
20		Коэффициент извлечения запасов	61	Количество воздуха по пыли		
21		Уточненный срок службы шахты	62	Количество воздуха для тупиковых		
22		Полный срок службы шахты	63	Количество воздуха для восстающих		
23	Параметры стволов	Диаметр ствола	64	Параметры вентиляции (ПВ)	Критическая длина выработки	
24		Глубина ствола	65		Количество воздуха при торцевом выпуске руды	
25	Параметры подземных горных выработок	Протяженность горной выработки	66		Количество воздуха после массовых взрывов	
26		Структура породного массива	67		Количество воздуха после дробления негабаритов	
27		Плотность пород в массиве	68		Количество воздуха при работе машин	
28		Коэффициент крепости пород	69		Количество воздуха по выхлопным газам	
29		Категория выработки по газу и пыли	70		Количество воздуха по подаче кислорода	
30		Объем выемки	71		Количество воздуха для действующих выработок	
31		Ширина выработки	72		Количество воздуха для мест без горных работ	
32		Высота выработки в свету	73		Количество воздуха для камер	
33		Площадь поперечного сечения в проходке	74		Количество воздуха для блока	
34		Площадь поперечного сечения в свету	75		Количество воздуха для откатки	
35	Параметры буровзрывных работ (БВР)	Необходимое количество шпуров на забой	76		Параметры подземных машин	Количество воздуха для рудника
36		Длина заходки	77			Производительность вентилятора
37		Средняя глубина шпуров	78	Депрессия трубопровода		
38		Масса заряда	79	Сила тяги машины на уклоне		
39		Объем взрывчатого вещества (ВВ) в шпурах	80	Максимальная сила тяги на грязной дороге		
40		Объем заряжаемой части в шпурах				
41		Доля ВВ в сечении шпура				

Окончание табл. 1
End of tab. 1

№	Входной параметр		№	Входной параметр	
81	Параметры подземных машин	Скорость движения по уклону вверх	92	Параметры крепления выработок	Минимальное количество анкеров в сечении
82		Сила тяги порожней на уклоне	93		Несущая способность анкера
83		Максимальная сила тяги машины на грязной дороге	94		Время на бурение шпуров под анкера
84		Часовая эксплуатационная производительность	95		Время на установку всех анкеров
85		Время загрузки для машины с грузонесущим ковшом;	96		Время нанесения крепи на длину заходки
86		Время движения машины	97		Количество циклов
87		Сменная эксплуатационная производительность	98		Продолжительность крепления на полную длину
88		Тормозной путь машины, порожней и груженой	99		Прогноз горных ударов (ГУ)
89	Продолжительность погрузки	100	Основной прогностический параметр сейсмичности		
90	Параметры крепления выработок	Длина горизонтального анкера	101	Нормы безопасности	Количество модулей порошкового пожаротушения
91		Длина наклонного анкера			

Табл. 2. Сводная таблица оценок экспертов
Tab. 2. Summary table of expert assessments

Порядковый номер параметра x_i	Эксперты			
	1	2	3	4
x_1	6	5	5	6
x_2	6	5	5	6
x_3	4	4	3	2
...
x_{101}	4	4	3	2

Для разработки концептуальной модели проводится корреляционный анализ.

Сводная матрица представлена в табл. 2.

Изначально экспертами заявлен 101 параметр, их идеальная сумма составляет 2427. Далее происходит переформирование рангов R .

В табл. 3 для одного эксперта показано как присваиваются все параметры в области одинаковой оценки. По аналогии производим вычисления для других экспертов.

В табл. 4 сформирована по вышеуказанной аналогии сводная таблица рангов.

Расчет коэффициента d выполняем по следующей формуле, после чего составляем табл. 5:

$$d^2 = \left(R_i - \frac{\sum_{i+n}^1 (R)}{n} \right)^2 = \left(R_i - \frac{20240}{101} \right)^2 = (R_i - 200.4)^2,$$

Табл. 3. Определение рангов, исходя из оценок
Tab. 3. Determination of ranks based on estimates

Наименование параметра	Порядковый номер параметра x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг R
Природная метаносность пласта	x_9	1	2	2
Годовая производственная мощность шахты	x_{11}	2	2	2
Уточненный размер шахтного поля по падению	x_{15}	3	2	2
...
Количество воздуха для проветривания рудника	x_{76}	101	9	92.5

Табл. 5. Расчет коэффициента d
Tab. 5. Calculation of the d coefficient

Порядковый номер параметра x_i	Ранги экспертов				$\sum_{i=n}^{i=1} (R_i)$	d	d^2
	1	2	3	4			
x_1	49	30.5	29	44.5	153	-47.40	2246.76
x_2	49	30.5	29	44.5	153	-47.40	2246.76
x_3	16.5	13.5	9.5	2.5	42	-158.40	25 090.56
...
x_{101}	16.5	13.5	9.5	2.5	42	-158.40	25 090.56
Σ	5060	5060	5060	5060	20240	0	918 474

Табл. 4. Сводная таблица рангов экспертов
Tab. 4. Summary table of expert ranks

Порядковый номер параметра x_i	Ранги экспертов			
	1	2	3	4
x_1	49	30.5	29	44.5
x_2	49	30.5	29	44.5
x_3	16.5	13.5	9.5	2.5
...
x_{101}	16.5	13.5	9.5	2.5

Табл. 6. Расположение факторов по значимости
Tab. 6. Ranking of factors by importance

Порядковый номер по возрастанию суммы рангов	Наименование параметра	Порядковый номер параметра x_i	$\sum_{i=n}^{i=1} (R_i)$
1	Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	x_{28}	339.5
2	Количество воздуха по факту газовыделения	x_{60}	332
3	Количество воздуха по пылевому фактору	x_{61}	332
...
101	Природная метаносность пласта	x_9	14.5

Табл. 7. Расчет весов параметров
Tab. 7. Calculation of parameter weights

Порядковый номер по возрастанию суммы рангов	Наименование параметра	Порядковый номер параметра x_i	$\sum_{i=n}^{i=1} (R_i)$	Вес λ_i
1	Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	x_{28}	339.5	0.016774
2	Количество воздуха по факту газовыделения	x_{60}	332	0.016403
3	Количество воздуха по пылевому фактору	x_{61}	332	0.016403
...
101	Природная метаносность пласта	x_9	14.5	0.000716

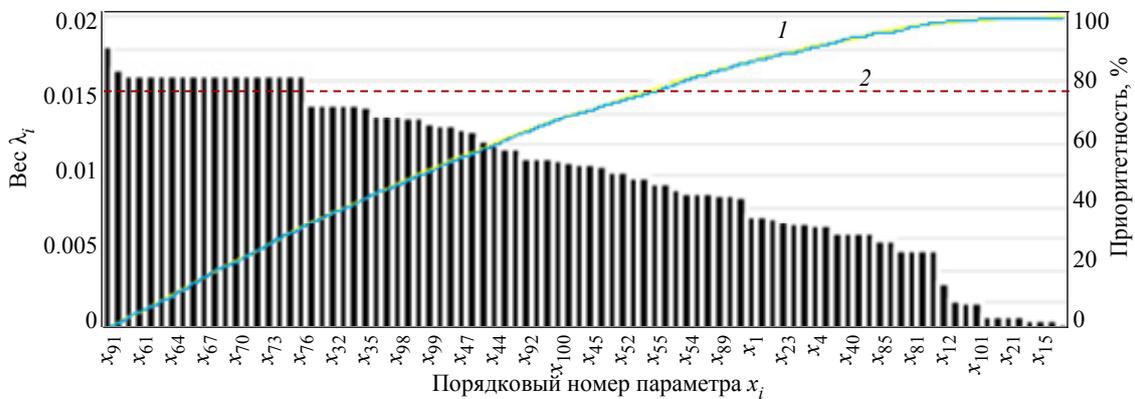


Рис. 1. Наиболее важные факторы, влияющие на эффективность технологического процесса:
1 – кривая Парето; 2 – линия отсечки

Fig. 1. Most important factors affecting the technological process efficiency:
1 – Pareto chart; 2 – cut-off line

где d – отклонение суммы рангов от средней арифметической суммы рангов, $d = (R_i - 200.4)^2$; n – количество исследуемых параметров, $n = 101$.

Факторы располагаем по значимости, по результатам составляем табл. 6.

Рассчитываем коэффициент конкордации по формуле

$$W = \frac{S}{\frac{1}{12} m^2 (n^3 - n) - m \sum T_i},$$

где $S = \sum d_i = 918\,474$ – сумма квадратов отклонения суммы рангов от средней арифметической суммы рангов; $m = 4$ – число экспертов; $T_i = \frac{1}{12} \sum (t_i^3 - t_i)$ – количество связей в оценках i -го эксперта; t_i – количество элементов в i -й связке для i -го эксперта (количество повторяющихся элементов);

$$T_1 = 2211.5; T_2 = 3192.5; T_3 = 2979.5;$$

$$T_4 = 7238.5; \sum T_i = 15\,622;$$

Табл. 8. Параметры, выбранные в качестве наиболее значимых для процесса электролиза
 Tab. 8. Parameters selected as the most significant for the electrolysis process

Наименование параметра	Порядковый номер параметра x_i	Вес λ_i	Ед. изм.
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	x_{28}	0.016774	–
Количество воздуха по факту газовыделения	x_{60}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха по пылевому фактору	x_{61}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для тупиковых выработок	x_{62}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для восстающих	x_{63}	0.016403	м ³ /с
Критическая длина выработки	x_{64}	0.016403	м
Количество воздуха при торцевом выпуске руды	x_{65}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха после массовых взрывов	x_{66}	0.016774	м ³ /с
Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов	x_{67}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	x_{68}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	x_{69}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	x_{70}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для проветривания действующих выработок	x_{71}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для проветривания выработок без горных работ	x_{72}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для камер	x_{73}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	x_{74}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для откаточного горизонта	x_{75}	0.016403	м ³ /с
Количество воздуха для рудника	x_{76}	0.016403	м ³ /с
Категория по газу и пыли	x_{29}	0.01463	–
Ширина выработки	x_{31}	0.014526	м
Высота выработки в свету	x_{32}	0.014526	м
Площадь поперечного сечения в проходке	x_{33}	0.014526	м ²
Площадь поперечного сечения выработки в свету	x_{34}	0.014526	м ²
Необходимое количество шпуров на забой	x_{35}	0.014427	шт.
Длина заходки	x_{36}	0.013859	м
Средняя глубина шпуров	x_{37}	0.013859	м
Протяженность горной выработки	x_{98}	0.013785	м
Время крепления на полную длину	x_{25}	0.01371	ч
Структура породного массива	x_{26}	0.01371	–
Среднедлительный параметр сейсмичности	x_{99}	0.013315	–
Производительность вентиляторной установки	x_{77}	0.013266	м ³ /с
Плотность пород в массиве	x_{27}	0.013192	т/м ³
Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	x_{47}	0.013019	шпм/м
Объем горной массы после проведения взрывных работ	x_{46}	0.012871	м ³
Вероятная длина развала породы	x_{50}	0.012253	м
Объем буровых работ	x_{44}	0.012031	шпм
Объем горной массы на 1 м выработки	x_{48}	0.011759	кг/м
Объем горной массы на 1 м ³ выработки	x_{49}	0.011759	кг/м ³
Минимальное количество анкеров в сечении	x_{92}	0.011141	шт.
Несущая способность анкера	x_{93}	0.011141	кН
Время на бурение шпуров под анкера	x_{94}	0.011141	ч
Основной прогностический параметр сейсмичности	x_{100}	0.011067	–
Продолжительность заряжания и взрывания	x_{53}	0.010845	ч
Объем буровых работ на 1 м выработки	x_{45}	0.010771	шпм/м
Кол-во воздуха по разбавлению газов после БВР	x_{56}	0.010623	м ³ /с
Техническая производительность бурильной установки	x_{51}	0.010326	шпм/ч
Время на механизированное бурение шпуров	x_{52}	0.010326	ч
Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	x_{55}	0.00952	Н·с ² /м
Время на установку всех анкеров	x_{95}	0.00953	ч

$$W = \frac{918\,474}{\frac{1}{12}4^2(101^3 - 101) - 4 \cdot 15\,622} = 0.70.$$

Коэффициент конкордации $W = 0.70$ говорит о наличии высокой степени согласованности мнений экспертов.

Далее вычисляем критерий согласованности Пирсона:

$$\chi^2 = \frac{S}{\frac{1}{12}mn(n+1) + \frac{1}{n-1} \sum T_i} =$$

$$\chi^2 = \frac{918\,474}{\frac{1}{12} \cdot 4 \cdot 101 \cdot (101+1) + \frac{1}{101-1} \cdot 15\,622} = 255.83.$$

Заданный уровень значимости α при числе выборки до 100 единиц равен 0.05.

Вычисленный χ^2 сравним с табличным значением для числа степеней свободы $K = 100$ и при заданном уровне значимости $\alpha = 0.05$.

Так как χ^2 расчетный 255.83 больше табличного (68.669) или равен ему, то $W = 0.70$ – величина не случайная, что говорит о возможности использования полученных данных для дальнейших исследований, поскольку они имеют смысл.

Исходя из табл. 6, рассчитаем вес каждого параметра исходя из суммы рангов всех экспертов:

$$\lambda_i = R_i / \sum_{i=101}^{i=1} R_i.$$

Рассчитаем вес для первого параметра, для остальных проведем аналогичные вычисления:

$$\lambda_i = \frac{R_1}{\sum_{i=101}^{i=1} R_i} = \frac{339.5}{20\,240} = 0.01677 \approx 0.168 = 1.68 \%$$

Согласно табл. 7 считаем значимыми параметры, которые имеют вес $\lambda \geq 0.00953$ согласно диаграмме Паретто, где 1 – кривая Парето, 2 –

линия отсечки (рис. 1). Выбранные параметры заносим в табл. 8.

Построение концептуальной и математической модели. Построенная концептуальная модель, отображающая значимые технологические параметры, представлена на рис. 2.

Коэффициент крепости пород по М. М. Протодьяконову в системе СИ рассчитывается по формуле

$$f = 0.1\sigma_{сж}, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности горных пород на одноосное сжатие.

Количество воздуха по фактору газовыделения рассчитывается по формуле

$$Q = \frac{100Gk_H}{C_{доп} - C_0}, \quad \text{м}^3, \quad (2)$$

где G – количество газа, выделяющегося в выработку, м^3 ; k_H – коэффициент неравномерности газовыделения; $C_{доп}$ – допустимая концентрация газа, %; C_0 – содержание газа в воздухе, который поступает в выработку для проветривания, $\text{мг}/\text{м}^3$.

Количество воздуха по пылевому фактору:

$$Q_{п} = SV_{эф}, \quad \text{м}^3, \quad (3)$$

где S – площадь сечения выработки, м^2 ; $V_{эф}$ – эффективная скорость движения воздуха по выносу пыли, $\text{м}/\text{с}$.

Количество воздуха при нагнетательном способе проветривания горизонтальных проходческих тупиковых горных выработок после производства взрывных работ рассчитывается по формуле

$$Q_{з.н} = \frac{2.3}{t} \sqrt[3]{A(SL)^2 b}, \quad \text{м}^3, \quad (4)$$

где $Q_{з.н}$ – количество воздуха, которое необходимо для проветривания забоя тупиковой выработки при нагнетательном проветривании, м^3 ; A – количество



Рис. 2. Концептуальная модель месторождения
Fig. 2. Conceptual model of the mine

ВВ, расходуемое при взрывании забоя, кг; L – суммарная длина тупиковой выработки, м; t – время проветривания тупиковой выработки, мин; b – удельное газовыделение ВВ, мПа.

Расход воздуха для проветривания восстающих выработок по газам от ВВ рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{ВОС}} = \frac{21.4K_1K_2}{t} \sqrt[3]{ASL}, \quad (5)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего; K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания.

Расход воздуха для проветривания очистной выработки при торцевом выпуске руды после взрывания вееров скважин рассчитывается по формуле

$$Q_t = \frac{2.25}{t} \sqrt[3]{\frac{A(SL)^2 b}{(k_{\text{от}} k_{\text{ут}})^2}}, \quad (6)$$

где $k_{\text{от}}$ – коэффициент отставания трубопровода; $k_{\text{ут}}$ – коэффициент утечек в трубопроводе.

Критическая длина выработки $L_{\text{кр}}$ определяется по формуле

$$L_{\text{кр}} = 13.1 \frac{Abk_m}{S(k_{\text{от}} k_{\text{ут}})^2}, \quad (7)$$

где k_m – коэффициент турбулентной диффузии.

При проведении массовых взрывов (МВ) необходимый расход воздуха рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{МВ}} = 40.3 \frac{\sqrt{A_{\text{усл}} V_3}}{t}, \quad (8)$$

где $A_{\text{усл}}$ – условный заряд ВВ, кг; $A_{\text{усл}} = iA$; V_3 – объем зоны регистрации, м³; i – коэффициент фактического выделения газа в выработке из массива взорванной руды; t – время проветривания.

Расход воздуха для проветривания сквозных выработок

$$Q_{\text{ВТ}} = \frac{2.16V_{\text{в}}}{t} \lg \left(\frac{4.8A\epsilon}{V_{\text{в}}} + 0.62 \right), \quad (9)$$

где $V_{\text{в}}$ – объем выработки, где взрывается накладной заряд, м³; ϵ – концентрация газов после взрывания ВВ, %.

Количество свежего воздуха для выработок, в которых используются машины с двигателями внутреннего сгорания (ДВС), определяется по формуле

$$Q_{\text{ОГ}} = K_{\text{од}} \sum K_{\text{ц}} Q_{\text{ДВС}}, \quad (10)$$

где $K_{\text{од}}$ – коэффициент одновременности работы машин с ДВС в отдельной выработке; $K_{\text{ц}}$ – коэф-

фициент цикличности работы машины с ДВС, принимается в зависимости от процентного соотношения времени работы машины с ДВС в горной выработке, для которой производится расчет, к общему времени цикла ее работы.

Расход воздуха по компонентам выхлопных газов

$$Q_{\text{ДВС}} = \frac{C_{\text{ВЫХ}}}{C_{\text{ДОП}}} g_{\text{ВЫХ}}, \quad (11)$$

где $C_{\text{ВЫХ}}$ – концентрация ядовитых компонентов выхлопных газов, %; $C_{\text{ДОП}}$ – ПДК по соответствующему компоненту, %; $g_{\text{ВЫХ}}$ – количество выхлопных газов после очистки, м³.

Расход воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода

$$Q_{\text{ДВС}} = \frac{21L_0 N_{\text{дв}} q}{3600\rho(K_0 - 20)}, \quad (12)$$

где $N_{\text{дв}}$ – номинальная мощность двигателя, Вт; L_0 – количество воздуха, необходимое для сгорания килограмма топлива, м³; q – удельный расход топлива при номинальной мощности, г/(кВт · ч); ρ – плотность воздуха, кг/м³; K_0 – содержание кислорода в воздухе, поступающем на проветривание, %.

Количество воздуха для выработки, проветриваемой с помощью вентилятора местного проветривания, находится по формуле

$$Q_{\text{ВЫР}} = k_{\text{от}} k_{\text{ут}} Q_3, \quad (13)$$

где Q_3 – расход воздуха для проветривания забоя, м³.

Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы

$$Q_{\text{ПОД}} = V_{\text{мин}} S = \frac{0.1P}{S} S = 0.1P, \quad (13)$$

где $V_{\text{мин}}$ – минимальная скорость воздуха в горных выработках, м/с; P – периметр выработки, мм.

Потребное количество воздуха для проветривания камер

$$Q_{\text{ТК}} = \frac{4}{3600} \sum_1^n V_{\text{Т.К}}, \quad (14)$$

где $V_{\text{Т.К}}$ – суммарный объем технологических камер, м³.

Суммарный расход воздуха для проветривания каждого участка:

$$Q_{уч} = k(k_3 \sum Q_{выр} + \sum Q_{т.к}), \text{ м}^3,$$

где k – коэффициент запаса воздуха; k_3 – коэффициент утечки через выработанное пространство; $\sum Q_{выр}$ – расход воздуха для проветривания всех действующих выработок, м^3 ; $\sum Q_{т.к}$ – расход воздуха на проветривание технологических камер на участке, м^3 .

Расчет количества воздуха для проветривания откаточного горизонта:

$$Q_{гор} = k(\sum Q_{уч} + \sum Q_{т.к} + \sum Q_{под}), \text{ м}^3.$$

Расчет количества воздуха для проветривания рудника: $Q_p = \sum Q_{гор}, \text{ м}^3$.

Вероятность загазования горных выработок является наиболее полной характеристикой газовой опасности шахты. Апатито-нифелиновые месторождения по степени загазованности относятся к категории не опасных по газу и пыли. Соответственно, такой входной параметр, как категория по газу и пыли не учитывается.

Ширина выработки определяется с учетом минимально допустимых зазоров согласно правилам безопасности

$$B = A_1 + A_2 + x + w + j + 2p,$$

где $A_{1,2}$ – ширина подвижного средства, мм; x – зазор для свободного прохода людей, мм; w – зазор между подвижным составом и стенкой выработки с противоположной стороны, мм; j – зазор между подвижными средствами, мм; p – толщина набрызг-бетона, мм.

Высота выработки в свету

$$H = h_{ст} + h_{св}, \text{ мм},$$

где $h_{ст}$ – высота стенки от почвы выработки, мм; $h_{св}$ – высота свода, мм.

Площадь поперечного сечения выработки в свету: $S_{св} = B(h_{ст} + 0.26B), \text{ м}^2$.

Площадь поперечного сечения выработки в проходке: $S_{пр} = 1.05S_{св}, \text{ м}^2$.

Необходимое количество шпуров N на забой определяется по формуле

$$N = N_k + N_{п} + N_o + N_{вр}, \text{ шт}, \quad (15)$$

где $N_k, N_{п}, N_o, N_{вр}$ – число контурных, почвенных, отбойных и врубовых шпуров соответственно.

Длина заходки

$$l_3 = \frac{d_{пр} \nu}{Q_{пр}}, \text{ м},$$

где $d_{пр}$ – число проходчиков; ν – продолжительность рабочей смены, ч; $Q_{пр}$ – производительные затраты, шпм/ч.

Средняя глубина шпуров

$$l_{шп} = \frac{l_3}{\eta}, \text{ мм},$$

где η – коэффициент использования шпура.

Продолжительность крепления выработки на полную длину

$$T_{нб}^{общ} = T_{нб} n_{ц}, \text{ мин}, \quad (16)$$

где $T_{нб}$ – продолжительность нанесения набрызг-бетонной крепи, мин; $n_{ц}$ – количество циклов крепления.

Коэффициент структурного ослабления

$$K_c = \frac{C}{C_0},$$

где C – сцепление пород в массиве; C_0 – сцепление пород в образце.

Среднедлительный параметр сейсмичности определяется по формуле

$$S_{ср} = \frac{\sum (1.525E^{0.33})}{V_3 T_{\partial}}, \quad (17)$$

где E – энергия события, Дж; T – временной интервал для оценки, мин.

Основной прогностический параметр

$$S = \frac{\sum (1.525E^{0.33})}{VT}. \quad (18)$$

Требуемую производительность вентиляторной установки определяем из выражения

$$Q_v = k_y Q_{max}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (19)$$

где k_y – коэффициент утечек воздуха вентиляционного трубопровода; Q_{max} – максимальная производительность вентиляторной установки, определяемая исходя из длины вентиляционного трубопровода, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Плотность горных пород в массиве определяется по формуле

$$\rho = \frac{m}{(1 - V_1/V_2)V_2}, \text{ кг/м}^3, \quad (20)$$

где V_1 – объем пор и пустот в горной породе, м³; V_2 – общий объем породы (объем твердого минерального скелета в данном объеме), м³; m – масса образца породы в чистом и сухом виде, кг.

Объем буровых работ:

$$W_6 = N_{\text{вр}}l_{\text{вр}} + N_{\text{отб}}l_{\text{отб}} + N_{\text{п}}l_{\text{п}} + N_{\text{оконт}}l_{\text{оконт}} + N_{\text{хол}}l_{\text{хол}}, \text{ шпм}, \quad (21)$$

где $l_{\text{вр}}$ – длина врубового шпура, мм; $l_{\text{отб}}$ – длина отбойного шпура, мм; $l_{\text{п}}$ – длина почвенного шпура, мм; $l_{\text{оконт}}$ – длина оконтуривающего шпура, мм; $l_{\text{хол}}$ – длина холостого шпура, мм; $N_{\text{вр}}$ – количество врубовых шпуров, шт; $N_{\text{отб}}$ – количество отбойных шпуров, шт; $N_{\text{п}}$ – количество почвенных шпуров, шт; $N_{\text{оконт}}$ – количество оконтуривающих шпуров, шт; $N_{\text{хол}}$ – количество холостых шпуров, шт.

Объем буровых работ на 1 м выработки

$$W_{1\text{м}} = \frac{W_6}{l_3}, \text{ шпм}. \quad (22)$$

Объем буровых работ на 1 м³ выработки

$$W_{1\text{м}^3} = \frac{W_6}{l_3 S_{\text{пр}}}, \text{ шпм}. \quad (23)$$

Объем горной массы после проведения взрывных работ

$$V_{\text{г.м}} = l_{\text{отб}} S_{\text{пр}} \eta K_{\text{р}} K_{\text{и}}, \text{ м}^3,$$

где $K_{\text{р}}$, $K_{\text{и}}$ – коэффициенты разрыхления горных пород и излишка сечения.

Объем горной массы на 1 м выработки

$$V_{1\text{м}} = \frac{V_{\text{г.м}}}{l_{\text{отб}}}, \text{ м}^3.$$

Объем горной массы на 1 м³ выработки

$$V_{1\text{м}^3} = \frac{V_{\text{г.м}}}{l_{\text{отб}} S_{\text{пр}}}, \text{ м}^3. \quad (24)$$

Вероятная длина развала породы

$$L_{\text{р}} = \sqrt{0.015\sigma_{\text{сж}}^2 + 9.93\sigma_{\text{сж}} - 60.63}, \text{ м}. \quad (25)$$

Минимальное количество анкеров в сечении выработки

$$n_a = \frac{1.3B - a}{a}, \quad (26)$$

где a – шаг расстановки анкерной крепи.

Несущая способность анкера должна быть не ниже рассчитанной по формуле

$$N_a = 21h_{\text{н}}, \quad (27)$$

где $h_{\text{н}}$ – размер нарушенной зоны, м².

Время на бурение шпуров под анкеры

$$T_{\text{б.ан}} = \frac{V_{\text{б.ан}}}{Q_6}, \text{ мин}, \quad (28)$$

где $V_{\text{б.ан}}$ – объем буровых работ за цикл, шпм; Q_6 – производительность бурения, шпм/ч.

Продолжительность заряжания и взрывания

$$T_3 = \frac{Nt_{\text{зар}}}{n_{\text{зар}}} + t_{\text{пз}}, \text{ мин}, \quad (29)$$

где N – число заряжаемых шпуров; $t_{\text{зар}}$ – время на зарядание одного шпура, мин; $n_{\text{зар}}$ – число машин на зарядании; $t_{\text{пз}}$ – время подготовительно-заключительных операций, мин.

Определим необходимое количество воздуха для проветривания забоев по факторам разбавления газов после буровзрывных работ:

$$Q = \frac{2.25}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{\text{ВВ}} B k_0 (S_{\text{св}} l_{\text{р}})^2}{k_y^2}}, \quad (30)$$

где k_0 – коэффициент обводненности горной выработки; $S_{\text{св}}$ – площадь сечения горной выработки в свету, м²; $Q_{\text{ВВ}}$ – масса одновременно взрывающегося взрывчатого вещества, кг; B – фактическая газовость ВВ по условной окиси углерода, %; $l_{\text{р}}$ – расчетная длина проветриваемой части горной выработки, м.

Техническая производительность бурильной установки определяется как

$$Q_6 = \frac{60}{\frac{1}{n_{\text{бм}} K_{\text{ОД}} v_{\text{бур}}} + (t_{\text{п}} + t_{\text{х}} + t_{\text{к}})}, \text{ шпм/ч},$$

где $n_{\text{бм}}$ – число бурильных машин на установке; $v_{\text{бур}}$ – скорость бурения, мм/мин; $t_{\text{п}}$ – время на перестановку бурильных машин в ходе бурения, мин; $t_{\text{х}}$ – время холостого вращения обратного хода, отнесенное к 1 м шпура, мин; $t_{\text{к}}$ – время на замену коронок, отнесенное к 1 м шпура, мин.

Время на механизированное бурение шпуров

$$T_6 = \frac{W_6}{Q_6} + t_{пз}, \text{ мин,}$$

где W_6 – объем буровых работ, шпм.

Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода

$$R_{тр} = r_{тр} (l_{тр} + 20d_{тр}n'_{п} + 10d_{тр}n''_{п}), \text{ Па, (31)}$$

где $r_{тр}$ – аэродинамическое сопротивление 1 м гибкого трубопровода без полиэтиленового рукава, Па; $l_{тр}$ – длина трубопровода, мм; $d_{тр}$ – диаметр трубопровода, мм; $n'_{п}$ и $n''_{п}$ – число поворотов трубопровода под углами 90 и 45° соответственно.

Время на установку всех анкеров составит

$$T_{ан} = t_{1ан}n_a + t_{всп}, \text{ мин,}$$

где $t_{1ан}$ – время на установку одного анкера, мин; $t_{всп}$ – время вспомогательных операций, мин.

Построение математической модели рассматриваемого месторождения относится к ключевым задачам данного исследования. Математическая модель и ее показатели должны подбираться, исходя из конкретно поставленных задач. Также математическая модель используется для решения задач по прогнозированию, исходя из данных, представленных экспертами. При помощи математической модели можно оценить и определить параметры технологического процесса, которые непосредственно влияют на основные показатели добычного цикла, а также регулируют внутренние и внешние связи объекта. В математическую модель входят формулы (1)–(31).

Обсуждение. В рамках данного исследования коллектив авторов продемонстрировал возможность разработки методов повышения стабильности эксплуатации подземных сооружений. Ранее такие исследования не проводились. Разработанные модели позволяют выделить ключевые параметры, которые непосредственно влияют на эффективную эксплуатацию горных предприятий и подземных сооружений, тем самым создав предпосылки для повышения экономической эффективности вышеуказанных объектов. Коллектив авторов продолжит работу над решением данной задачи. Данные результаты могут стать предметом отдельного исследования.

Заключение. В рамках данного исследования, направленного на разработку методов повышения стабильности функционирования подземных сооружений получены следующие практические результаты:

1. Модифицирован метод корреляционного регрессионного анализа посредством интеграции в него критериев оценки. Полученный метод расширяет его возможности применения на класс задач, в котором необходимы более точные результаты.

2. Построена концептуальная модель подземного сооружения.

3. Построена математическая модель подземного сооружения.

Результаты, полученные в рамках данного исследования, носят практический характер и могут быть применены в отраслях горной промышленности.

Список литературы

1. Анализ и идентификация электромагнитных полей пространственно распределенных систем управления / И. М. Новожилов, О. А. Беляевский, Ю. В. Ильюшин, Т. В. Кухарова, Е. М. Михайлова // Изв. СПбГЭТУ «ЛЭТИ». 2022. Т. 15, № 2. С. 41–50. doi: 10.32603/2071-8985-2022-15-2-41-50.

2. Новожилов И. М., Первухин Д. А., Таланов Н. А. Методологический анализ технических решений повышения эффективности горного производства // Изв. СПбГЭТУ «ЛЭТИ». 2023. Т. 16, № 6. С. 29–41. doi: 10.32603/2071-8985-2023-16-6-29-41.

3. Ильюшин Ю. В., Новожилов И. М. Управление температурным полем металлической насосно-компрессорной трубы добычи высокопарафинистой нефти // XXIII Междунар. конф. по мягким вычислениям и измерениям (SCM-2020). Сб. докл. Секция 2. СПб.: СПбГЭТУ «ЛЭТИ», 2020. С. 188–192.

4. Ильюшин Ю. В. Анализ пространственно-распределенных температурных полей импульсной системы управления добычей высокопарафиновой нефти // Изв. ЮФУ. Технические науки. 2018. № 5(199). С. 174–186. doi: 10.23683/2311-3103-2018-5-174-186.

5. Свид. о гос. регистрации программы для ЭВМ № 2018663073 РФ. Расчет температурного поля, создаваемого импульсными нагревательными элементами в колонне насосно-компрессорной трубы нефтедобывающей скважины / Ю. В. Ильюшин, О. В. Афанасьева; заяв. ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный ун-т». Заявл. 25.09.2018; опублик. 19.10.2018.

6. Martirosyan A. V., Ilyushin Y. V., Afanaseva O. V. Development of a distributed mathematical model and control system for reducing pollution risk in mineral water aquifer systems // Water. 2022. Vol. 14, no. 2. P. 151–163. doi: 10.3390/w14020151.

Информация об авторах

Новожилов Игорь Михайлович – канд. техн. наук, доцент кафедры автоматике и процессов управления СПбГЭТУ «ЛЭТИ».

E-mail: novozhilovim@list.ru

<https://orcid.org/0000-0002-2056-3930>

Первухин Дмитрий Анатольевич – д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой системного анализа и управления Санкт-Петербургского горного университета, 21-я линия, д. 2, В. О., Санкт-Петербург, Россия.

E-mail: pervukhin_da@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0003-3547-2932>

Мартirosян Александр Витальевич – канд. техн. наук, доцент кафедры системного анализа и управления Санкт-Петербургского горного университета, 21-я линия, д. 2, В. О., Санкт-Петербург, 199106, Россия.

E-mail: Martirosyan_AV@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0002-1455-0930>

Трофимец Валерий Ярославович – д-р техн. наук, профессор кафедры информационных систем и вычислительной техники Санкт-Петербургского горного университета, 21-я линия, д. 2, В. О., Санкт-Петербург, 199106, Россия.

E-mail: Trofimets_VYa@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0002-6873-6642>

Тукеев Дмитрий Леонидович – д-р техн. наук, профессор Санкт-Петербургского горного университета, 21-я линия, д. 2, В. О., Санкт-Петербург, 199106, Россия.

E-mail: Tukeev_DL@pers.spmi.ru

Таланов Николай Александрович – аспирант кафедры системного анализа и управления Санкт-Петербургского горного университета, 21-я линия, д. 2, В. О., Санкт-Петербург, 199106, Россия.

E-mail: s225027@srud.spmi.ru

Искандеров Юрий Марсович – д-р техн. наук, профессор, зав. лабораторией интеллектуальных систем, Санкт-Петербургский Федеральный исследовательский центр РАН, 14-я линия, д. 39, В. О., Санкт-Петербург, 199178, Россия.

E-mail: iskanderov.y@iias.spb.su

<https://orcid.org/0000-0002-1455-0930>

Вклад авторов:

Новожилов И. М. – общее руководство.

Первухин Д. А. – выводы, заключение.

Мартirosян А. В. – введение.

Трофимец В. Я. – методология исследования.

Тукеев Д. Л. – экспериментальные исследования.

Таланов Н. А. – построение концептуальной и математической модели.

Искандеров Ю. М. – литературный обзор.

References

1. Analiz i identifikacija jelektromagnitnyh polej prostranstvenno raspredelennyh sistem upravlenija / I. M. Novozhilov, O. A. Beljaevskij, Ju. V. Il'jushin, T. V. Kuharova, E. M. Mihajlova // Izv. SPbGETU «LETI». 2022. Т. 15, № 2. С. 41–50. doi: 10.32603/2071-8985-2022-15-2-41-50. (In Russ.).

2. Novozhilov I. M., Pervuhin D. A., Talanov N. A. Metodologicheskij analiz tehniceskijh reshenij povyshenija jeffektivnosti gornogo proizvodstva // Izv.

SPbGETU «LETI». 2023. Т. 16, № 6. С. 29-41. doi: 10.32603/2071-8985-2023-16-6-29-41. (In Russ.).

3. Il'jushin Ju. V., Novozhilov I. M. Upravlenie temperaturnym polem metallicheskoj nasosno-kompresornoj trubny dobychi vysokoparafinstoj nefti // XXIII Mezhdunar. konf. po mjagkim vychislenijam i izmerenijam (SCM-2020). Sb. dokl. Sekcija 2. SPb.: SPbGETU «LETI», 2020. С. 188–192. (In Russ.).

4. Il'jushin Ju. V. Analiz prostranstvenno-raspre-
lennyh temperaturnyh polej impul'snoj sistemy uprav-
lenija dobychej vysokoparafinovej nefti // Izv. JuFU.
Tehnicheskie nauki. 2018. № 5(199). S. 174–186. doi:
10.23683/2311-3103-2018-5-174-186. (In Russ.).

5. Svid. o gos. registracii programmy dlja JeVM
№ 2018663073 RF. Raschet temperaturnogo polja, soz-
davaemogo impul'snymi nagrevatel'nymi jelementami v
kolonne nasosno-kompressornoj trubny neftedobyva-

jushhej skvazhiny / Ju. V. Il'jushin, O. V. Afanas'eva; zjav.
FGBOU VO «Sankt-Peterburgskij gornyj un-t». Zjavl.
25.09.2018; opubl. 19.10.2018. (In Russ.).

6. Martirosyan A. V., Ilyushin Y. V., Afanaseva O. V.
Development of a distributed mathematical model and
control system for reducing pollution risk in mineral
water aquifer systems // Water. 2022. Vol. 14, no. 2.
P. 151–163. doi: 10.3390/w14020151.

Information about the authors

Igor M. Novozhilov – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of Automation and Control Processes of Saint Petersburg Electrotechnical University.

E-mail: novozhilovim@list.ru

<https://orcid.org/0000-0002-2056-3930>

Dmitry A. Pervukhin – Dr Sci. (Eng.), Professor, Head of the Department of System Analysis and Management of Saint Petersburg Mining University, 21st line, 2, Vasilievsky Island, Saint Petersburg, 199106, Russia.

E-mail: pervukhin_da@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0003-3547-2932>

Alexander V. Martirosyan – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of System Analysis and Management of Saint Petersburg Mining University, 21st line, 2, Vasilievsky Island, St. Petersburg, 199106, Russia.

E-mail: Martirosyan_AV@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0002-1455-0930>

Valery Ya. Trofimets – Dr Sci. (Eng.), Professor of the Department of Information Systems and Computer Engineering of Saint Petersburg Mining University, 21st line, 2, Vasilievsky Island, Saint Petersburg, 199106, Russia.

E-mail: Trofimets_VYa@pers.spmi.ru

<https://orcid.org/0000-0002-6873-6642>

Dmitry L. Tukeev – Dr Sci. (Eng.), Professor of Saint Petersburg Mining University, 21st line, 2, Vasilievsky Island, Saint Petersburg, 199106, Russia.

E-mail: Tukeev_DL@pers.spmi.ru

Nikolay A. Talanov – postgraduate student of the Department of System Analysis and Management of Saint Petersburg Mining University, 21st line, 2, Vasilievsky Island, Saint Petersburg, 199106, Russia.

E-mail: T_s225027@srud.spmi.ru

Yuri M. Iskanderov – Dr Sci. (Eng.), Professor, Head Laboratory of Intelligent Systems, St. Petersburg Federal Research Center of the Russian Academy of Sciences, 14th line, 39, Vasilievsky Island, Saint Petersburg, 199178, Russia.

E-mail: Tiskanderov.y@iiias.spb.su

Author contribution statement:

Novozhilov I. M. – general management.

Pervukhin D. A. – conclusions, conclusion.

Martirosyan A. V. – introduction.

Trofimets V. Ya. – research methodology.

Tukeev D. L. – experimental research.

Talanov N. A. – building a conceptual and mathematical model.

Iskanderov Yu. M. – a literary review.

Статья поступила в редакцию 27.02.2024; принята к публикации после рецензирования 29.04.2024; опубликована онлайн 21.06.2024.

Submitted 27.02.2024; accepted 29.04.2024; published online 21.06.2024.
