

ВЛИЯНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА РУДНИКАХ ТАЛНАХСКОГО РУДНОГО УЗЛА НА ПОКАЗАТЕЛИ РАЗУБОЖИВАНИЯ

В.П. Зубов¹, А.В. Трофимов², А.В. Колганов¹

¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
Санкт-Петербург, Россия, e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru

² ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Россия

Аннотация: Отмечены высокие значения коэффициента разубоживания руды и тенденция к снижению содержания полезных компонентов в горной массе, добываемой в течение последних 14 лет. Приведены результаты геотехнического описания керна, полученного при бурении ориентированных скважин, и данные микросейсмического мониторинга. Рассмотрены рейтинговые методы оценки нарушенности массива горных пород и основанные на них методы прогноза самопроизвольных обрушений пород в очистных камерах. Сделан вывод о том, что основными причинами существенного увеличения коэффициента разубоживания (до 30% и более) в условиях рудника «Октябрьский» являются вовлечение в отработку вкрапленных руд, характеризующихся повышенной интенсивностью трещин природного и техногенного происхождения, а также неучет этого фактора при определении параметров камерной системы разработки и расположения очистных камер относительно ориентации трещин основных систем. Установлено, что при принятой высоте камер (до 25 м) следствиями повышенной интенсивности трещин являются обрушения боков камер. Образовавшиеся при этом полости заполняются закладочным материалом, который обрушается при проходке вторичных (присечных) камер буровзрывными работами, что в конечном итоге приводит к увеличению коэффициента разубоживания. Обоснованы организационно-технические рекомендации по снижению разубоживания руды закладочным материалом в условиях рудника «Октябрьский».

Ключевые слова: камерная система разработки, разубоживание, геотехническое бурение, микросейсмический мониторинг, рейтинговая оценка нарушенности, оценка устойчивости, прогноз обрушений пород в очистных камерах, закладочный материал.

Для цитирования: Зубов В. П., Трофимов А. В., Колганов А. В. Влияние особенностей управления состоянием массива горных пород на рудниках Талнахского рудного узла на показатели разубоживания // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 12-1. – С. 87–106. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_121_0_87.

Influence of ground control features on indicators of dilution in mines of the Talanakh ore province

V.P. Zubov¹, A.V. Trofimov², A.V. Kolganov¹

¹ Empress Catherine II Saint-Petersburg Mining University,
Saint-Petersburg, Russia, e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru

² Gipronikel Institute LLC, Saint-Petersburg, Russia

Abstract: High values of the ore dilution and tendency to decrease the grade of useful components in the rock mass extracted over the past 14 years have been noted. There are results of the geotechnical description of the oriented core drilling and data of microseismic monitoring. Rating methods of disturbance assessing, based on them methods for predicting spontaneous collapses within excavation are also considered. It is concluded that the main reasons for a significant increasing of dilution coefficient (up to 30% or more) in the conditions of the Oktyabrsky mine are the involvement in excavating deiminated ore characterized by increased crack intensity of natural and humane-made origin, as well as not taking this factor into account when determining the parameters of the chamber development system and the direction of penetration of the treatment chambers relative to orientation cracks in the main systems. It was found that at the accepted height of the chambers (up to 25 m), the consequences of increased crack intensity are collapses of the sides of the chambers. The cavities formed in this case are filled with filler material, which collapses during the excavation of secondary (secondary) chambers by drilling and blasting, which ultimately leads to an increase ore dilution. The organizational and technical recommendations are substantiated for reducing ore dilution with laying material in the conditions of the Oktyabrsky mine.

Key words: room-and-pillar method, dilution, geotechnical drilling, microseismic monitoring, disturbance rating, stability assessment, foreseeing of rock collapses in the excavation, filling material.

For citation: Zubov V. P., Trofimov A. V., Kolganov A. V. Influence of ground control features on indicators of dilution in mines of the Talanakh ore province. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(12-1):87-106. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_121_0_87.

Введение

На рудниках Талнахского рудного узла, являющихся сырьевой базой Норильского горно-металлургического комбината, в последние 10–14 лет наблюдается устойчивая тенденция к снижению содержания полезных компонентов в добытой горной массе по сравнению с содержанием их в балансовых запасах. Так, в условиях рудника «Октябрьский» коэффициент разубоживания (коэффициент потерь качества) в течение указанного периода возрос в несколько раз и в настоящее время достигает 30%. Прямым следствием увеличения разубоживания добываемой руды является рост издержек производства на транспортирование горной массы и на обогащение [1]. По экспертным оценкам, дополнительные затраты, связанные с увеличением коэффициента разубоживания

только на 1% в условиях рудника «Октябрьский», измеряются десятками миллионов рублей в год.

Анализ перспектив отработки месторождений Талнахского рудного узла показал, что аналогичные тенденции и проблемы с качеством добываемой руды при вовлечении в отработку вкрапленных руд будут наблюдаться и на других рудниках: «Таймырский», «Комсомольский», «Скалистый», «Маяк» [2]. Существенный вклад в разработку эффективных технологий выемки запасов Талнахского и Октябрьского месторождений Талнахского рудного узла внесли российские ученые: Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, В.А. Еременко, И.И. Айнбиндер, В.П. Марысюк, А.Е. Румянцев, Т.П. Дарбинян, А.Н. Шабаров и др. [3–5]. При этом недостаточно изученными являются вопросы, связанные

со снижением разубоживания при отработке запасов вкрапленных руд.

Цель данной работы — разработка научно обоснованных организационно-технических мероприятий, обеспечивающих снижение разубоживания вкрапленных руд при их отработке.

Основные этапы выполненных исследований включали решение следующих задач:

- установление основных причин увеличения коэффициента разубоживания добываемой руды;
- обоснование методики прогнозирования коэффициента разубоживания добываемой руды;
- установление зависимостей коэффициента разубоживания добываемой руды от параметров камерной системы разработки, ориентации осей камер относительно основных систем трещин в горном массиве и условий подработки залежей вкрапленных руд при выемке нижерасположенных богатых руд.

Геомеханическое состояние массива горных пород на руднике «Октябрьский»

При проведении исследований в качестве базового объекта принят рудник «Октябрьский», в течение работы кото-

рого накоплен представительный практический опыт отработки всех типов руд: богатой (с 1969 г.), медистой (с 1992 г.) и вкрапленной руды (с 2010 г.). Это позволило получить фактические достоверные данные о состоянии породного и закладочного массивов на контуре сечения камер, а также данные о трещиноватости горного массива и разубоживании добываемой руды для различных горнотехнических ситуаций. В настоящее время рудник обеспечивает добычу руд всех указанных типов. В общем объеме добычи доля богатых руд на руднике «Октябрьский» в настоящее время составляет 23%, медистых — 62%, вкрапленных — 15%. Рудник расположен с западной стороны от крупного тектонического нарушения — Норильско-Хараелахского разлома, имеющего вид складки, западное крыло которой крутое (30–45°), а восточное — пологое (2–3°). Ширина складки составляет 2–3 км [6–8].

В пределах поля рудника «Октябрьский» продуктивная мощность рудных залежей составляет: богатых руд 3–30 м, медистых руд 5–40 м, вкрапленных руд 10–60 м. Углы падения рудных тел изменяются от 13 до 15°. Расстояние между залежами богатых и

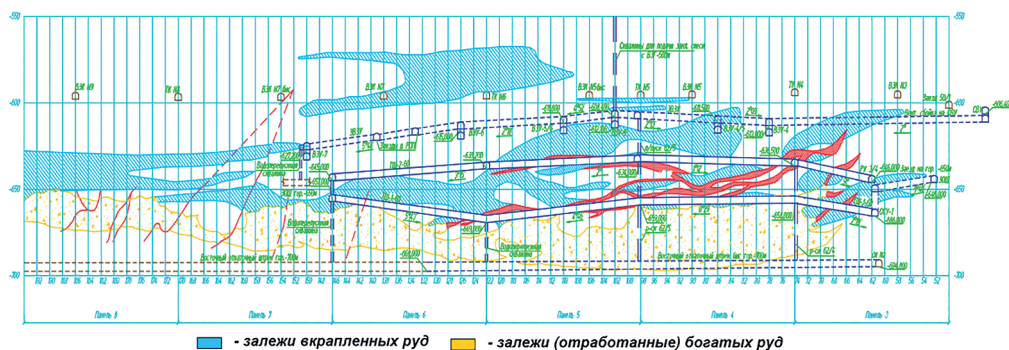


Рис. 1. Взаимное расположение залежей богатых и вкрапленных руд в пределах поля рудника «Октябрьский» (вертикальный разрез вкрест простирания рудных залежей, красным цветом обозначена вкрапленная руда с густой вкрапленностью)

Fig. 1. Relative location of rich and disseminated ore within the field of the Oktyabrskiy mine (vertical cross section of the strike of ore deposit)

Таблица 1

Физико-механические и структурные характеристики [4]**Physico-mechanical and structural characteristics [4]**

Руда, породы кровли, закладочный массив	Физико-механические и структурные характеристики			
	Предел прочности при сжатии, МПа	Предел прочности при растяжении, МПа	Сцепление, МПа	Среднее значение Q_{prime}
Сплошные сульфидные руды	77,84	7,64	19	129,04
Вкрапленные руды	124,40	13,25	32	17,20
Породы интрузии/кровли вкрапленных руд (габбро-долерит)	82	10	18	20,00
Закладочный массив	3 (на 28-е сутки)	—	2	—

* Q_{prime} — рейтинговый показатель оценки нарушенности по системе Q Бартона [9, 10].

вкрапленных руд на различных участках шахтного поля составляет от 1 до 15 м (рис. 1) [8].

Данные о физико-механических и структурных характеристиках руд, закладочного массива и вмещающих пород приведены в табл. 1. Неотработанные запасы богатых руд расположены вдоль

границы шахтного поля (рис. 2). Более 60% планируемых к выемке балансовых запасов вкрапленных руд подработаны при выемке нижерасположенных залежей богатых руд.

Система разработки залежей богатых и вкрапленных руд — камерная [11] с закладкой выработанного пространства

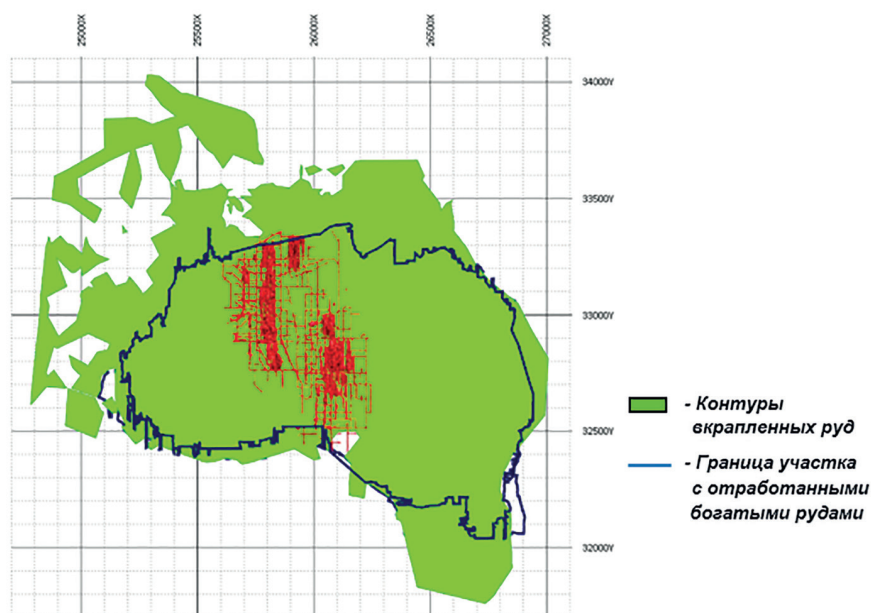


Рис. 2. Фактическое положение очистных работ (01.01.2023) на руднике «Октябрьский» при отработке залежей вкрапленных руд (красным цветом показано фактическое развитие горных работ в залежах вкрапленных руд)

Fig. 2. The actual situation of excavating (01.01.2023) at the Oktyabrsky mine during the development of disseminated ore (the actual development of mining operations of disseminated ore is shown in red)

твердеющими смесями. Ширина камер a (рис. 3) при отработке богатых и вкрапленных руд составляет 8 м, их высота зависит от мощности обрабатываемой рудной залежи и может находиться в пределах от 3 до 60 м, длина камер — до 130 м. Допускается одновременная отработка не более двух камер в панели, между которыми находится рудный или закладочный массив. Расстояние между одновременно обрабатываемыми камерами принимают не менее двукратной ширины камеры. Между камерами в процессе ведения очистных работ формируются временные рудные, бетонные и рудо-бетонные целики, ширина которых между смежными одновременно обрабатываемыми камерами должна быть не менее двукратной ширины камеры.

В зависимости от мощности обрабатываемой залежи различают следующие два варианта отработки камер: на участках с мощностью залежи менее 25 м высоту камеры принимают равной мощности залежи (рис. 3). При отработке

участков с мощностью залежи более 25 м камеру обрабатывают двумя уступами (подэтажами) снизу вверх.

При проведении исследований проанализированы следующие причины повышенного разубоживания добываемой руды на руднике «Октябрьский» после вовлечения в отработку в 2010 г. залежей вкрапленных руд [12, 13]:

- связанные с «человеческим фактором» (отклонение скважин при бурении, ведение взрывных, погрузочно-транспортных и закладочных работ;
- геологические факторы (естественное состояние массива до начала горных работ: напряжения, основные системы трещин, водонасыщенность);
- соответствие принятой системы разработки и ее параметров горно-геологическим и горнотехническим условиям ведения горных работ.

Результаты выполненных исследований свидетельствуют о том, что к числу главных факторов, определяющих разубоживание добываемой руды, относит-

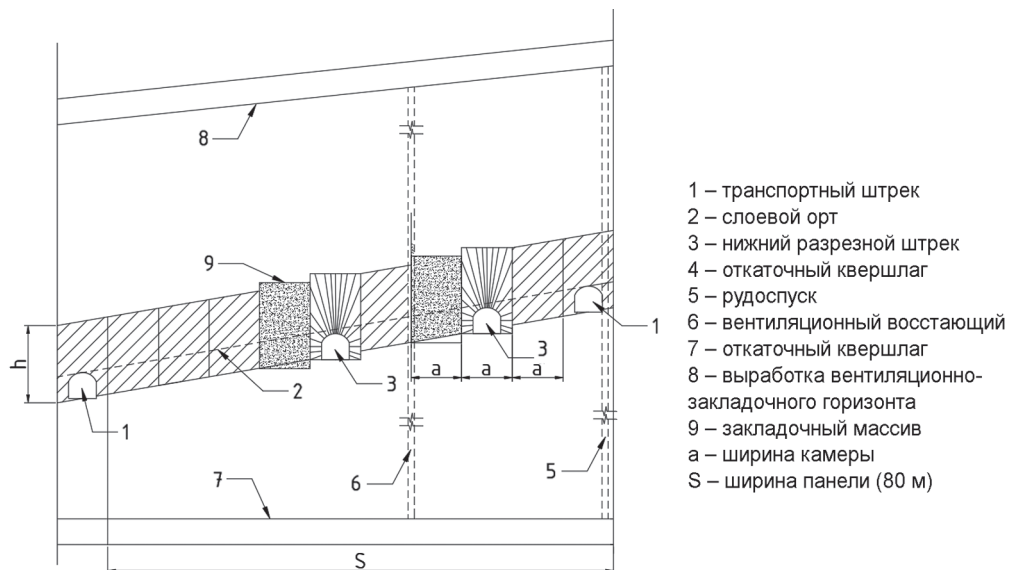


Рис. 3. Принципиальная схема взаимного расположения первичных и вторичных (присечных) камер при разработке залежей вкрапленных руд на руднике «Октябрьский»

Fig. 3. Schematic diagram of the mutual arrangement of primary and secondary excavations during the development of disseminated ore at the Oktyabrsky mine

ся повышенная интенсивность трещин в горном массиве, оказывающая существенное влияние на устойчивость боков очистных камер, представленных вкрапленными рудами. Во время выемки камеры, а также в период до ее закладки твердеющими материалами проходит достаточно большой промежуток времени, в течение которого происходит обрушение руды из боков камеры с образованием полостей.

По сведениям о фактическом расходе подаваемого в камеры закладочного материала и данным маркшейдерских съемок очистных камер, суммарные объемы полостей, образовавшихся при обрушениях боков камеры, достигают 10–20% и более проектного объема камеры.

При проведении закладочных работ полости в боках камер заполняются твердеющим материалом, который обрушается при проходке присечных (вторичных) камер с использованием буровзрывных работ, что приводит к снижению качества добываемой руды. Увеличение коэффициента разубоживания только за счет присечки закладочного массива может достигать 20% и более. Данный вывод, в частности, подтверждается результа-

тами анализа состава добытой горной массы до начала процессов обогащения.

Оценка техногенного влияния подработки вкрапленных руд сплошными сульфидными рудами на руднике «Октябрьский»

Результаты выполненных исследований подтвердили ранее выдвинутое предположение [9] о том, что одной из основных причин повышенной интенсивности трещин в залежах вкрапленных руд является подработка их при выемке расположенных ниже запасов богатых руд.

Как отмечалось ранее, более 60% запасов вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» находится в подработанной зоне. При этом отработка богатых руд (см. рис. 2) велась в 1979–1980 гг., выемка вкрапленных руд на рассматриваемом участке началась в 2016–2019 гг.

Негативное влияние подработки на интенсивность трещин в залежах вкрапленных руд при выемке нижерасположенных запасов богатых сплошных сульфидных руд подтверждается данными геотехнического описания керна при ориентированном бурении скважин [9] и

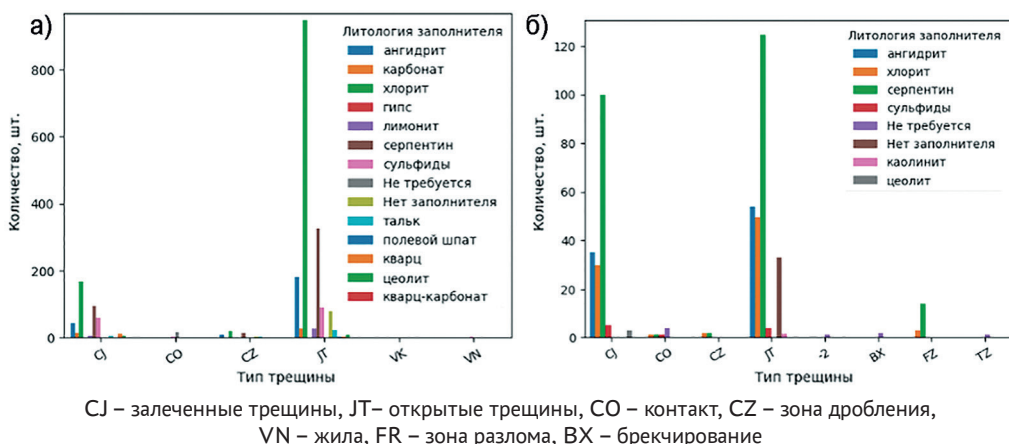


Рис. 4. Распределение литологии заполнителя по типу трещин для вкрапленных руд: рудник «Скалистый», шахта «Глубокая» (вне зоны подработки) (а); рудник «Октябрьский» (в зоне подработки) (б)

Fig. 4. Distribution of aggregate lithology by type of cracks for interspersed ores: Glubokaya mine (outside the mining area) (a); Oktyabrsky mine (in the mining area) (b)

данными микросейсмического мониторинга состояния горного массива [14].

Произведено сопоставление данных о частоте трещин, полученных при бурении скважин на неподроботанных участках залегания вкрапленных руд (рудник «Скалистый», шахта «Глубокая») и подроботанных участках залегания вкрапленных руд (рудник «Октябрьский»).

Из столбчатых диаграмм, сгруппированных с учетом типа трещин и литологии заполнителей трещин (рис. 4), построенных по данным описания кернов, следует, что на руднике «Октябрьский» и на шахте «Глубокая» зафиксированы как открытые трещины типа JT, так и залеченные трещины типа CJ [10, 11].

Наиболее распространенными заполнителями открытых и закрытых трещин для обоих рудников являются ангидрит, хлорит, серпентин. Данные заполнители являются заполнителями с относительно невысокими (согласно шкале Мооса, [10]) прочностными характеристиками.

Влияние подроботки на степень нарушения залежей вкрапленных руд наиболее достоверно характеризуется долей открытых трещин без заполнителя, зафиксированных на подроботанных и не подроботанных участках. По мнению авторов данной статьи, в связи с относительно небольшим временем существования (менее 40 лет) техногенных

трещин, формируемых в залежах вкрапленных руд при их подроботке, они, в отличие от природных трещин, не могут содержать литологического заполнителя [15, 16].

В рассматриваемых условиях доля открытых трещин (табл. 2) в подроботанных залежах вкрапленных руд составляет 15–19%, что превышает величины соответствующего показателя, установленные для неподроботанных участков, в 2–4 раза.

Существенные различия в нарушении открытыми техногенными трещинами подроботанных и не подроботанных участков залежей вкрапленных руд может также свидетельствовать о повышенной податливости закладочного массива или неполном заполнении камер закладочным материалом при погашении камер [17–20].

Отрицательное влияние подроботки на степень нарушения подроботанных залежей вкрапленных руд, а следовательно, и на устойчивость боков камер, расположенных со стороны рудного целика, может быть оценено по результатам сопоставления (рис. 5) фактических контуров заложённых камер, пройденных по подроботанным залежам вкрапленных руд и по залежам богатых сульфидных руд. Контурные камеры, пройденные по залежам богатых сульфидных руд,

Таблица 2

Сравнение доли открытых незаполненных трещин по двум случаям в подроботанном и не подроботанном состоянии для вкрапленных руд
Comparison of the proportion of open unfilled cracks in two cases in the mining area and outside the mining area for disseminated ores

Литологические разности вкрапленных руд	Доля открытых трещин без заполнителя на руднике «Октябрьский» в подроботанном массиве горных пород, %	Доля открытых трещин без заполнителя на руднике «Скалистый», шахта «Глубокая», без подроботки, %
GD-O (габбро-долерит оливинный)	16	7
GD-P (габбро-долерит пикритовый)	19	8
GD-T (габбро-долерит такситовый)	15	4

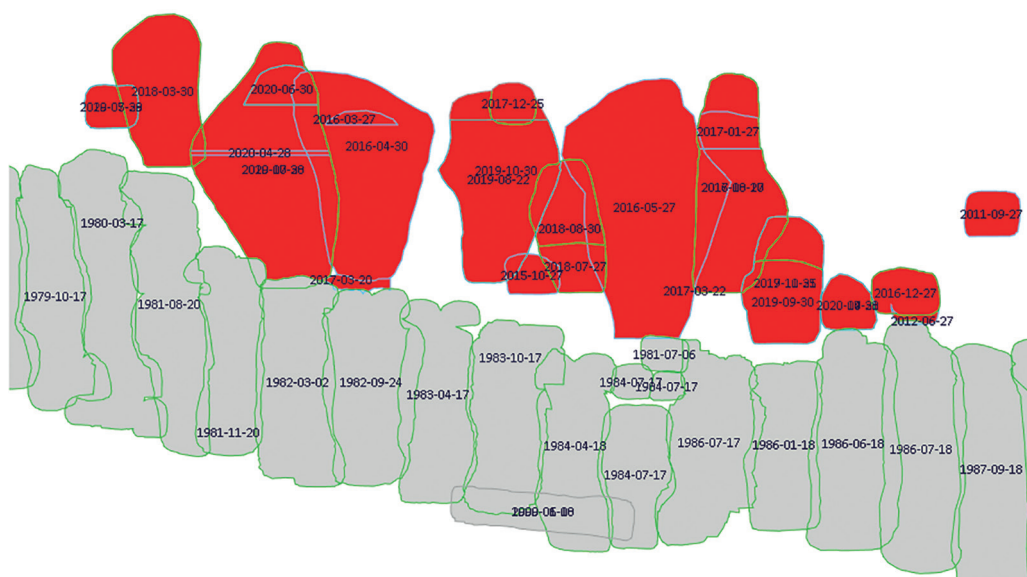


Рис. 5. Фактические контуры очистных камер, пройденных по вкрапленным (красный цвет) и нижера-
сположенным богатым (серый цвет) рудам

Fig. 5. The actual contours of the excavations in disseminated (red) and downstream rich (gray) ore

несущественно отличаются от проектных. Параметры и контуры камер, пройденных по вкрапленным рудам, напротив, имеют существенные отклонения. Данное обстоятельство необходимо учитывать при планировании объемов добычи, совершенствовании технологии закладки камер, обосновании календарных планов отработки запасов и перспектив развития рудников.

Интенсивность техногенных трещин в подработанных залежах вкрапленных руд зависит от величины расстояния между залежами богатых и вкрапленных руд. На различных участках шахтного поля этот параметр находится в диапазоне от 1 до 25 м. В этой связи для обоснованного планирования мероприятий по снижению отрицательного влияния подработки необходимо знать, на какое расстояние в подрабатываемом массиве распространяется область повышенной частотой техногенных трещин [20–23].

Известны разные подходы к решению этой задачи: аналитические методы, численное моделирование, натурные

наблюдения, моделирование на моделях из эквивалентных материалов [24–26].

В данной работе определение высоты распространения области с повышенной частотой техногенных трещин выполнено по данным микросейсмического мониторинга на руднике «Октябрьский» [13].

При этом считалось, что зафиксированные сейсмособытия в кровле богатых рудных залежей связаны с образованием в породах свободных поверхностей открытых трещин [27–29].

Для оценки в условиях рудника высоты распространения (h) в подработанном массиве области с повышенной частотой трещин может быть использовано следующее выражение [14]:

$$h = 6 \cdot 10^{-5} \cdot m_{pm}^4 - 0,0037 \cdot m_{pm}^3 + 0,08 \cdot m_{pm}^2 - 0,67 \cdot m_{pm} + 21,84, \quad (1)$$

где m_{pm} — вертикальная мощность залежей богатых руд, м.

По результатам выполненных расчетов, величина параметра h в условиях

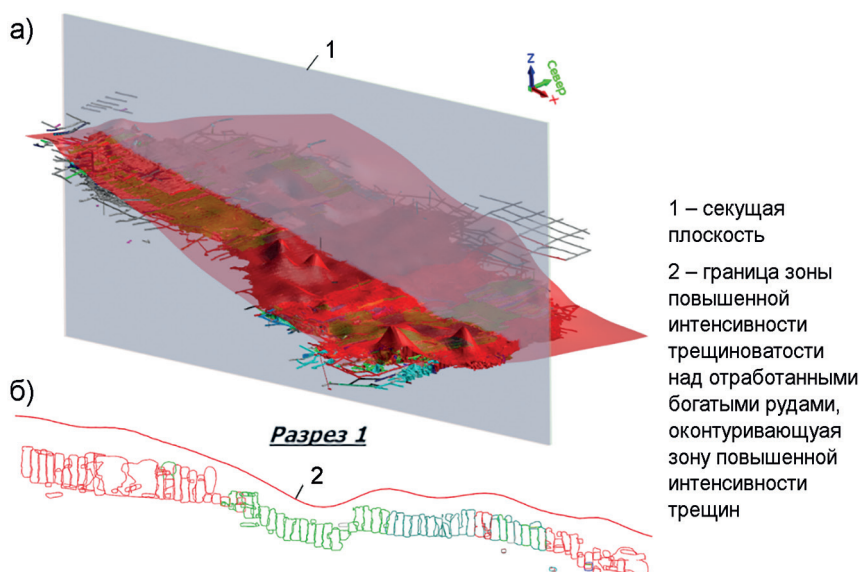


Рис. 6. Граница зоны повышенной интенсивности трещиноватости

Fig. 6. The boundary of the zone of increased fracture intensity

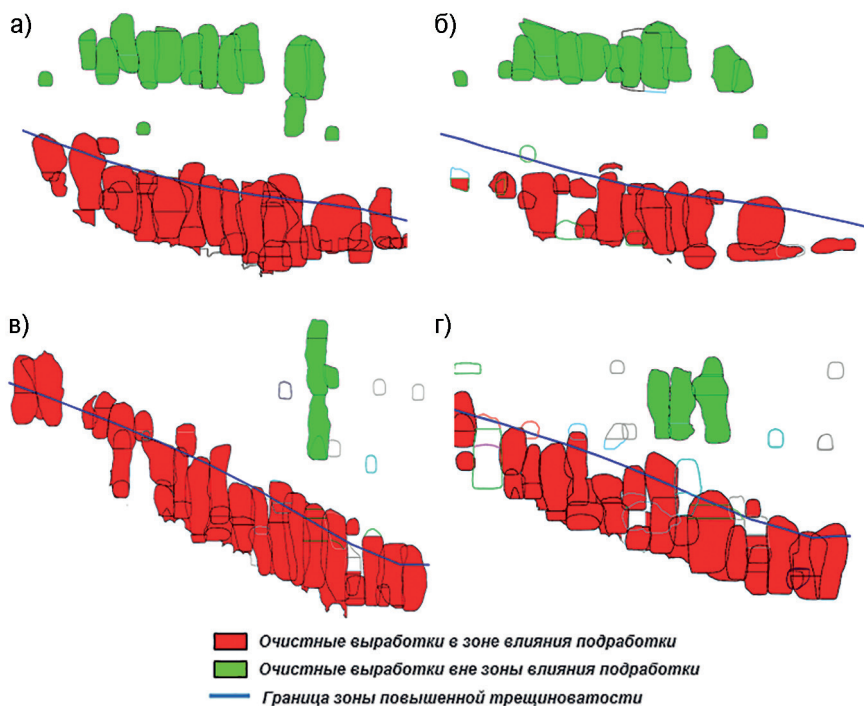


Рис. 7. Фактические контуры очистных камер, пройденных по залежам с вкрапленными рудами: (а)–(г) – характерные вертикальные разрезы, демонстрирующие разницу между очистными камерами в зоне и вне зоны интенсивной трещиноватости

Fig. 7. The actual contours of excavations within disseminated ore: (а)–(г) – characteristic vertical sections which show the difference between the excavations in the zone and outside the zone of intense fracturing

рудника «Октябрьский» изменяется от 15 до 50 м.

Совместное применение каркасной маркшейдерской модели, содержащей в себе информацию о фактических контурах очистных камер сплошных сульфидных руд, и установленной зависимости (1) позволило получить поверхность (рис. 6) над отработанными богатыми рудами, оконтуривающую зону повышенной интенсивности трещин. Это позволяет определять границы негативного влияния выемки богатых руд на вышележащий массив вкрапленных руд для всех участков шахтного поля.

Это позволяет определять границы негативного влияния выемки богатых руд на вышележащий массив вкрапленных руд для всех участков шахтного поля.

При сопоставлении границы зоны распространения повышенной интенсивности трещиноватости и фактических контуров отработки вкрапленных руд видно, что очистные выработки, находящиеся в пределах влияния подработки, имеют более существенные отклонения

фактических контуров очистных камер, в отличие от камер, находящихся за пределами влияния отработки (см. рис. 7).

Организационно-технологические решения

При обосновании параметров технологий, обеспечивающих снижение разубоживания вкрапленных руд закладочным материалом на руднике «Октябрьский», в пределах шахтного поля выделены две зоны (рис. 8, а, б) — вкрапленные руды в зоне влияния и вне зоны влияния подработки. Также массив вкрапленных руд разделен на 8 участков, отличающихся геомеханическими условиями ведения очистных работ (рис. 8, в, г).

На рис. 8, а представлена аксонометрия блочной модели вкрапленных руд; на рис. 8, б — вертикальный разрез 1 по вкрапленным рудам, где зеленым цветом отмечены участки вне зоны подработки, желтым — участки с повышенной частотой трещин в зоне влияния подработки, красным — оси тектонических нарушений; на рис. 8, в — массив

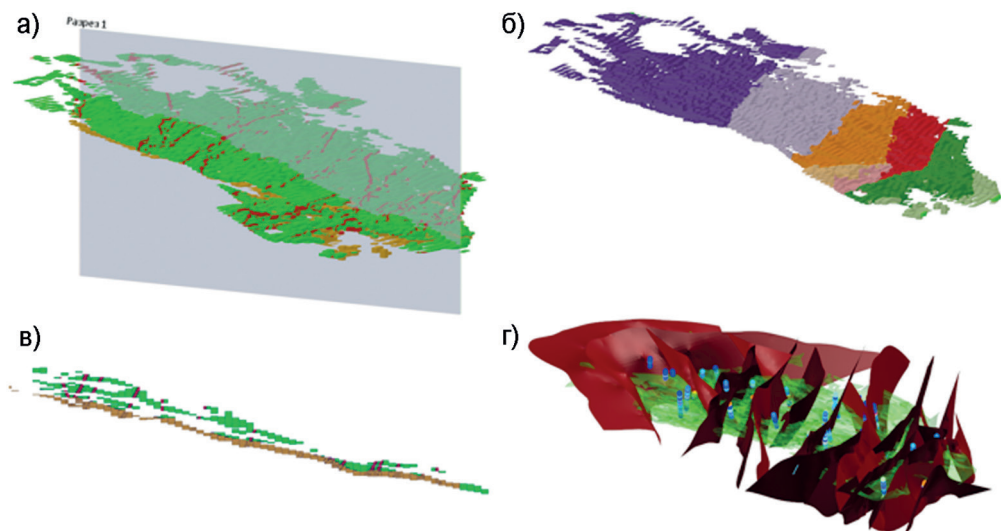


Рис. 8. Формирование базы данных для расчета рейтинговых показателей нарушенности залежей вкрапленных руд и деления массива вкрапленных руд на структурные домены

Fig. 8. Formation of a database for calculating rating indicators of deposits of disseminated ore and dividing the array of disseminated ore into structural domains

вкрапленных руд, разделенный на структурные домены по взбросовым нарушениям; на рис. 8, *г* — аксонометрия каркасов вкрапленных руд и тектонических нарушений.

В результате анализа горно-геологической ситуации выделено 8 характерных структурных доменов: домен 1, домен 2, ..., домен 8, разделенных взбросовыми нарушениями. При этом горный массив, в котором расположены очистные камеры, также характеризуется двумя принципиально различными состояниями: 1 — не подработан, 2 — подработан при выемке запасов богатых руд.

С учетом разделения массива на характерные зоны и мест расположения структурных доменов для каждого участка определяются параметры камерной системы разработки, при которых

обеспечивается снижение разубоживания добываемых вкрапленных руд.

В настоящее время при обосновании параметров систем разработки в сложных горно-геологических условиях используются комплексные методы (рис. 9), основанные на учете рейтинговых показателей нарушенности горного массива и устойчивости очистных выработок. При применении этих методов рассчитывают показатели нарушенности: RMR, Q_{prime} , MRMR, S [10, 11, 30]. В данной работе в качестве критерия для оценки нарушенности использован показатель Q_{prime} в системе Бартона. При этом в качестве основного метода оценки устойчивости вертикальных обнажений использован метод Мэтьюза–Потвина, позволяющий выполнить ориентировочный прогноз объе-

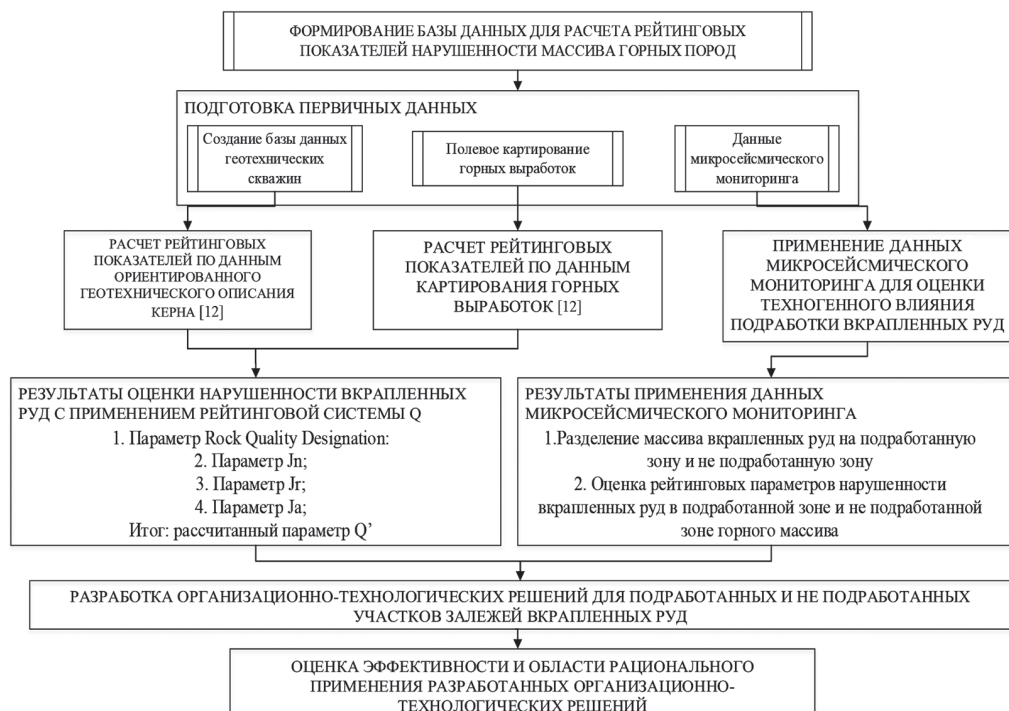


Рис. 9. Комплексное применение рейтинговых методик и данных микросейсмического мониторинга при разработке организационно-технических мероприятий, обеспечивающих снижение разубоживания добываемой руды

Fig. 9. Complex application of rating techniques and microseismic monitoring data in the development of organizational and technical measures to reduce ore dilution

мов обрушений руды из боков первичных камер в виде «эквивалентного вторичного обрушения» (ELOS) [9].

Критерием устойчивости Мэтьюза-Потвина является показатель N , определяемый по следующей формуле [9, 10]:

$$N = Q_{prime} * A * B * C, \quad (2)$$

где A — параметр, определяющий режим действующих напряжений; B — параметр ориентации систем трещин; C — фактор гравитации и ориентации камеры.

Данный метод базируется на шахтных наблюдениях за состоянием обнажений очистных выработок. Он показывает,

в каком состоянии будет находиться обнажение при определенных сочетаниях показателя устойчивости N и параметров очистной выработки. Результатом является вывод о состоянии рудного обнажения, определяемом с использованием номограммы устойчивости [9]. Метод ELOS в сочетании с выводом по номограмме устойчивости позволяет сделать ориентировочный прогноз объемов обрушений боков камер, пройденных в рудном массиве.

Особенностью метода прогноза вторичных обрушений ELOS является допущение о форме обрушения. Решение сводится не к конкретной количествен-

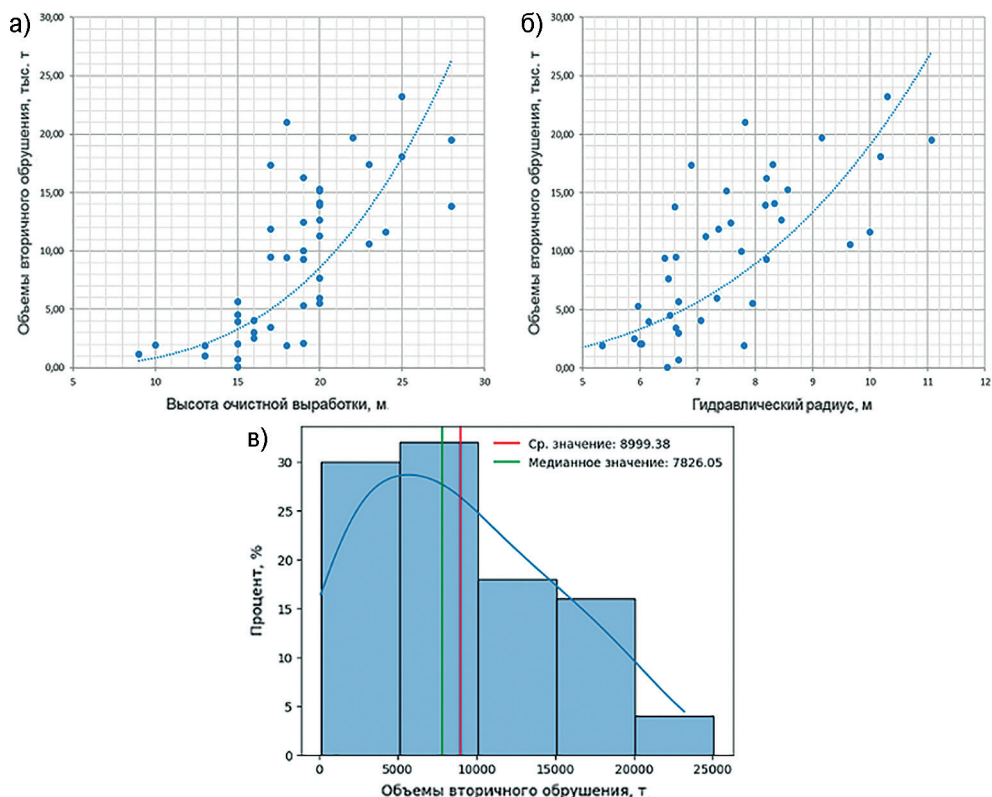


Рис. 10. Влияние параметров первичной камеры на объемы руды, обрушающейся из ее боков: зависимость объемов обрушений от высоты очистной выработки (а); зависимость объемов обрушений от гидравлического радиуса (б); гистограмма распределения объемов обрушений (в)

Fig. 10. The influence of the parameters of excavation on the volumes of ore falling from its sides: dependence of the volumes of circulation on the height of the excavation (a); dependence of the volumes of collapses on the hydraulic radius (b); histogram of the volumes of collapses (v)

ной оценке объемов обрушившихся руд, а к приконтурной части рудного массива, шириной (ELOS) от 0,5 м до 1 м. Границей прогноза данного метода является величина > 2 м [9, 10].

Для условий отработки вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» установлены зависимости величин вторичных обрушений от показателей нарушенности и таких технологических показателей, как высота, ширина, длина и гидравлический радиус очистной выработки (см. рис. 10).

При решении этой задачи использовались данные маркшейдерских каркасных моделей совместно с блочной моделью рудника «Октябрьский».

Алгоритм включал в себя следующие действия:

- сопоставление фактических объемов и контуров очистной камеры с проектными объемами и контурами;
- расчет разницы объемов (тоннажа) между фактом и планом;
- занесение данных в блочную модель;
- создание матрицы корреляции рассматриваемых параметров;

Таблица 3

Оценка устойчивости очистных камер с использованием показателя Q_{prime} в системе Бартона и метода при отработке залежей вкрапленных руд на руднике «Октябрьский» по структурным доменам 2 и 4

Stability assessment of excavations using the Mathews-Potvin stability assessment method for disseminated ore at the Oktyabrsky mine according to structural domains 2 and 4

Структурные домены	Состояние горного массива	Медианные значения параметра Q_{prime}	Параметр B для стенки очистной камеры (по сводной стереограмме, рис. 10)	Параметр N для стенки очистной камеры	Результат расчета ELOS для стенки очистной камеры	Прогнозируемые объемы обрушений в очистной камере, т
Домен 2	2	3,10	0,25	1,98	Обрушение (ELOS > 2 м)	8990
	1	4,67		2,99	Обрушение (ELOS > 2 м)	8990
Домен 4	2	1,38		0,88	Обрушение (ELOS > 2 м)	8990
	1	4,97		3,18	Обрушение (ELOS > 2 м)	8990

- построение диаграммы рассеивания между объемами вторичных обрушений и размерами очистной камеры;

- определение функции, описывающей корреляцию между объемами вторичного обрушения и вертикальным пролетом очистной выработки.

В табл. 3 представлены результаты комплексной оценки устойчивости боков первичных камер с использованием метода Мэтьюза–Потвина для структурных доменов 2 и 4 при следующих применяемых параметрах системы разработки: ширина камеры 8 м, высота 20 м, длина 90 м, с ориентацией оси камеры с севера на юг.

Следует обратить внимание на данные, полученные для неподработанных (табл. 3, зона 1) и подработанных (табл. 3, зона 2) зон, для которых велась оценка устойчивости, а именно на медианные значения рейтингового параметра оценки нарушенности Q_{prime} .

Параметр Q_{prime} для зон, находящихся в подработке, в 1,3–1,7 раза меньше, чем за пределами зоны влияния, что также доказывает корректность определения границы зоны повышенной тре-

щиноватости, представленной на рис. 6. Результаты выполненных исследований показывают, что принятые на руднике «Октябрьский» параметры системы разработки не соответствуют рациональным параметрам по факторам «устойчивость боков камер» и «разубоживание добываемой вкрапленной руды».

Эти выводы хорошо согласуются с многочисленными данными шахтных наблюдений.

Кроме степени нарушенности вкрапленных руд трещинами и нерациональных размеров очистной камеры, существенное влияние на ее устойчивость оказывает ориентация стенок камеры относительно систем трещин. Данный пункт подтверждается расчетом пока-

зателя B (см. табл. 2), который равен 0,2 при возможном диапазоне изменения этого параметра по методу Мэтьюза–Потвина от 0,2 до 0,9. Неудовлетворительному состоянию вертикальных рудных обнажений соответствует значение 0,25.

Системы трещин (рис. 11), установленные по данным ориентированного бурения, определены с применением кластерного анализа [31], где количество кластеров определялось по данным дендрограммы (см. рис. 10, а) [31] и графика «локтя» (см. рис. 11, б) [31–32].

Самая неблагоприятная ориентация одной из стенок очистных камер (см. рис. 11, г) соответствует азимуту падения стенки от 60 до 90°.

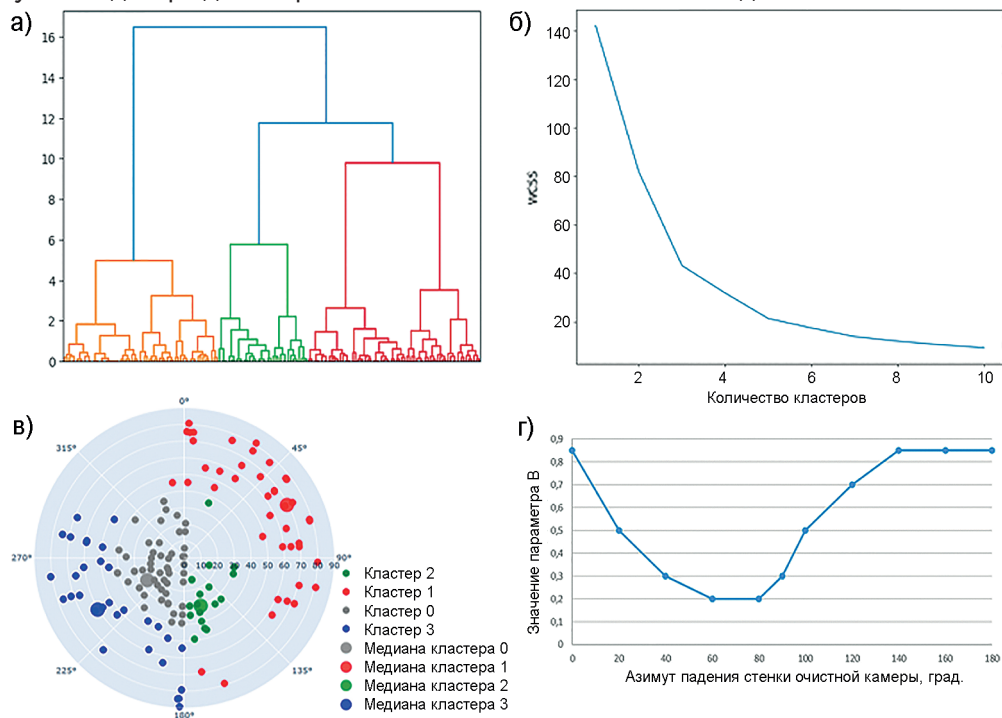


Рис. 11. Определение азимута падения стенки очистной камеры с использованием кластерного анализа: дендрограмма по данным ориентированной трещиноватости (а); график «локтя» (б); стереограмма трещиноватости (в); график зависимости величины параметра B от азимута падения стенки очистной камеры (г)

Fig. 11. Determination of the excavation's wall azimuth of dip using cluster analysis: dendrogram based on oriented fracturing data (a); elbow graph (b); stereogram of fracturing (v); dependence of parameter B on the azimuth of the fall excavation (g)

Таблица 4

Оценка предельной высоты очистных камер и объемов обрушений пород из стенок очистных камер
Assessment of the maximum height of the excavations and the volume of rock collapses from the walls of excavations

Структурные домены	Состояние массива	Медианные значения параметра Q_{prime}	Параметр B для стенки (по сводной стереограмме)	Параметр N для стенки камеры	Предельная высота очистной камеры, м	Результат расчета по ELOS для стенки очистной камеры	Прогнозируемые объемы обрушений в очистной камере, т
Домен 2	2	3,10	0,85	8,43	7,5	разубоживание с прирезкой меньше 1 м (ELOS 1 м)	2147,75
	1	4,67		12,70	16,8	разубоживание с прирезкой меньше 1 м (ELOS 1 м)	4314,93
Домен 4	2	1,38		3,75	7,5	разубоживание с прирезкой меньше 1 м (ELOS 1 м)	922,78
	1	4,97		13,52	17	разубоживание с прирезкой меньше 1 м (ELOS 1 м)	4881,62

Для определения рационального направления ориентации боков очистной камеры необходимо определить минимальные значения параметра B для всех установленных систем трещин. Рациональное направление ориентации боков очистной камеры соответствует:

$$B = \max(B_{\min 1}, B_{\min 2}, B_{\min 3} \dots B_{\min i}), \quad (3)$$

где $B_{\min}$ — минимальные значения параметра B для 1, 2, 3, i системы трещин.

Установлено, что в условиях рудника «Октябрьский» рациональным по фактору устойчивости боков очистных камер будет направление проходки камер с востока на запад, при этом азимут падения одной стенки камеры равен 0, второй — 180°. Параметр B при данной ориентации обеих стенок очистной камеры (табл. 4) по фактору устойчивости стенок камер составляет 0,85, что в значительной степени увеличивает значение параметра устойчивости N .

Как следует из табл. 4, предельные значения высоты очистных камер при отработке залежей вкрапленных руд

составляют 7–17 м. При превышении мощности вкрапленных руд установленных предельных значений высоты необходимо разделить рудную залежь на подэтажи, высота которых не должна превышать установленные предельные значения высоты камер для каждого отдельного участка. Как отмечалось ранее, необходимо также скорректировать направление очистной камеры таким образом, чтобы азимуты падения стенок камеры были равны 0 и 180° соответственно.

При указанной высоте камер и рекомендуемом направлении очистной камеры коэффициент разубоживания добываемой руды закладочным материалом может быть снижен до 12–15%, т.е. более чем в два раза по сравнению с соответствующим показателем (30% и более), характерным для рудника «Октябрьский».

Выводы

1. Результаты анализа перспектив отработки Талнахского и Октябрьского месторождений Талнахского рудного узла,

являющихся сырьевой базой Норильского горно-металлургического комбината, свидетельствуют о том, что в течение ближайших 10—15 лет доля вкрапленных руд в общем объеме добычи увеличится не менее чем в 1,5—2 раза. Фактические значения коэффициентов разубоживания вкрапленных руд достигают 30% и более при содержании полезных компонентов в обрабатываемых балансовых запасах 9—12%. Верхние значения коэффициента разубоживания характерны для камер, в обоих боках которых находится закладочный массив, нижние — для камер, один из боков которых представлен закладочным массивом, второй — рудным массивом.

В этой связи к актуальным проблемам, требующим превентивного их решения, относятся вопросы, связанные со снижением разубоживания вкрапленных руд.

2. При реализации применяемого на руднике «Октябрьский» варианта камерной системы разработки проектные показатели разубоживания добываемой вкрапленной руды на уровне до 10—12% реально могут быть достигнуты только при отработке первичных камер, в боках которых расположен рудный массив или рудные целики.

3. К числу основных факторов, негативно влияющих на качество добываемых вкрапленных руд, относится опережающая выемка нижерасположенных запасов богатых сульфидных руд. В подработанных залежах вкрапленных руд формируются области с повышенной частотой трещин, которые приводят к снижению устойчивости боков первичных камер и их обрушениям. Образовавшиеся при этом полости при ведении закладочных работ в первичных камерах заполняются твердеющим материалом, который обрушается буровзрывными работами при проходке вторичных (присечных) камер.

5. Принимая во внимание значительную высоту очистных камер (до 25 м и более), исключить отрицательное влияние опережающей выемки сплошных богатых сульфидных руд на разубоживание вкрапленных руд возможно только при выполнении условия полной закладки твердеющими материалами камер, пройденных по богатым рудам, и последующей дозакладки данных камер после усадки закладочного массива, величина которой в рассматриваемых условиях может достигать нескольких метров.

6. Снижение отрицательного влияния подработки на разубоживание вкрапленных руд, добываемых при проходке присечных (вторичных) камер, достигается при разделении камер по высоте на уступы (подэтажи), оптимальную высоту которых определяют с учетом дополнительных издержек производства, связанного с разубоживанием добываемой руды закладочным материалом. В условиях рудника «Октябрьский» оптимальная высота уступов в зависимости от структурного домена (подэтажей) составляет 7—17 м.

7. Принятая в настоящее время ориентация очистных камер, пройденных по залежам вкрапленных руд, характеризуется азимутами падения боков очистных камер, соответственно равными 90 и 270°, что в сочетании с фактическими геометрическими параметрами камер, согласно методике оценки устойчивости Мэтьюза — Потвина, является самым неблагоприятным решением по устойчивости породных вертикальных обнажений.

8. Реализация разработанных рекомендаций, связанных с определением высоты очистных камер и изменением направлений их проходки с учетом расположения и ориентации основных систем трещин в рудном массиве, создает объективные предпосылки для снижения

коэффициента разубоживания вкрапленной руды в условиях рудника «Октябрьский» не менее чем на 15–18%.

9. Установлено, что повышение устойчивости боков очистных камер и снижение разубоживания добываемой

вкрапленной руды в условиях рудника «Октябрьский» достигается при проходке очистных камер в направлении с востока на запад, при этом азимут падения одной стенки камеры составит 0°, второй – 180° (вместо 90/270°).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Голик В. И., Габараев О. З., Кожиев Х. Х., Гашимова З. А. К проблеме снижения разубоживания руды компонентами твердеющей закладочной смеси // Известия ТулГУ. Науки о Земле. — 2021. — № 2 (168). — С. 123.
2. Горбачев С. А., Дарбинян Т. П., Баландин В. В. Становление и развитие рудника «Октябрьский» // Горный журнал. — 2015. — № 6. — С. 15–18.
3. Айнбиндер И. И., Пацкевич П. Г., Овчаренко О. В. Перспективы развития геотехнологий подземной добычи руд на глубоких рудниках Талнахского и Октябрьского месторождений // Горная промышленность. — 2021. — № 5. — С. 70–75.
4. Трофимов А. В., Вильчинская О. В., Бреус К. Э., Амосов И. В. Комплексное изучение физико-механических свойств горных пород современными методами и средствами для оптимизации процессов горно-металлургического производства // Цветные металлы. 2014. — № 9. — С. 16–23.
5. Tolstykh N. D., Krivolutsкая N. A., Kanhimbue L. S., Gongalsky B. I., Kuz'min I. A. Mineralogical zoning of the PGE-Cu-Ni orebodies at the central part of Oktyabr'sky deposit, Norilsk district, Russia // Mineralogical Magazine. 2024, vol. 88, no. 4. DOI: 10.1180/mgm.2024.20.
6. Налдретт А. Дж. Магматические сульфидные месторождения медно-никелевых и платинометаллических руд. — СПб.: СПбГУ, 2003. — 487 р.
7. Геология Норильской металлогенетической провинции / Под. ред. И. И. Никулина. — М.: МАКС Персс, 2020. — 524 р.
8. Радько В. А. Фации интрузивного и эффузивного магматизма Норильского района. — СПб.: Картографическая фабрика ВСЕГЕИ, 2016. — 226 р.
9. Марысюк В. П., Муштеkenов Т. С., Трофимов А. В., Колганов А. В. Применение модифицированного метода Мэтьюза–Потвина при геотехническом обосновании параметров очистных камер с учетом эквивалентного линейного перебора сечения // Горный журнал. — 2023. — № 1. — С. 92–96. DOI: 10.17580/gzh.2023.01.15.
10. Read J., Stacey P. Guidelines for open pit slope design. Clayton: CSIRO Publishing, 2009, 496 p. DOI: 10.1071/9780643101104.
11. Дарбинян Т. П., Цымбалов А. А., Зубов В. П., Колганов А. В. Влияние трещиноватости горного массива на разубоживание медно-никелевых вкрапленных руд при их добыче на руднике «Октябрьский» // Горный журнал. — 2023. — № 6. — С. 19–25. DOI: 10.17580/gzh.2023.06.03.
12. Edwards A. C. Mineral resource and ore reserve estimation: the AusIMM guide to good practice. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2001.
13. Брагин В. И., Харитонов М. Ю., Мацко Н. А. Вероятностный подход к оценке динамического бортового содержания // Записки Горного института. — 2021. — Т. 251. — С. 617–625. DOI: 10.31897/PMI.2021.5.1
14. Марысюк В. П., Трофимов А. В., Андреев А. А., Колганов А. В. Опыт применения данных микросейсмического мониторинга для прогноза величины зоны влияния очистных работ на руднике «Октябрьский» // Горный журнал. — 2024. — № 3. DOI: 10.17580/gzh.2024.03.05.
15. Захаров В. Н., Рильникова М. В., Клебанов Д. А., Радченко Д. Н. Гипотезы оптимизации параметров функционирования горнотехнических систем с применением методов прогнозной аналитики // Горная промышленность. — 2023. — № 5. — С. 38–42. DOI: 10.30686/1609-9192-2023-5-38-42.
16. Xiaoming Sun, Gan Li, Chengwei Zhao, Yangyang Liu, Chengyu Miao Investigation of deep mine shaft stability in alternating hard and soft rock strata using three-dimensional numerical modeling // Processes. 2019, vol. 7, no. 1, article 2. DOI: 10.3390/pr7010002.
17. Marinin M., Marinina O., Wolniak R. Assessing of losses and dilution impact on the cost chain: Case study of gold ore deposits // Sustainability. 2021, vol. 13, no. 7, article 3830.

18. Ayuk E. T., Pedro A. M., Ekins P. Mineral resource governance in the 21st century: Gearing extractive industries towards sustainable development. Nairobi: International Resource Panel, United Nations Envio, 2020. URL: <https://wedocs.unep.org/bitstream/handle/20.500.11822/31639/MR21.pdf?sequence=1&isAllowed=y> (accessed 18.11.2022).

19. Конгар-Сюрюн Ч. Б., Ковальский Е. Р. Твердеющие закладочные смеси на калийных рудниках: перспективные материалы, регулирующие напряженно-деформированное состояние массива // Геология и геофизика Юга России. — 2023. — № 13(4). — С. 177–187. DOI: 10.46698/VNC.2023.34.99.014.

20. Карасев М. А., Нгуен Т. Т. Метод прогноза напряженного состояния обделки подземных сооружений квазипрямоугольной и арочной форм // Записки Горного института. — 2022. — Т. 257. — С. 807–821. DOI: 10.31897/PMI.2022.17.

21. Гендлер С. Г., Крюкова М. С. Управление тепловым режимом линий метрополитена, включающих в себя двухпутные и однопутные тоннели // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 9-1. — С. 248–269. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_91_0_248.

22. Казанин О. И., Ильинец А. А. Обеспечение устойчивости выемочных выработок при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя выработками // Записки Горного института. — 2022. — Т. 253. — С. 41–48. DOI: 10.31897/PMI.2022.1.

23. Protosenya A., Vilner M. Assessment of excavation intersections' stability in jointed rock masses using the discontinuum approach // Rudarsko-geološko-naftni zbornik. 2022, vol. 37, no. 2, pp. 137–147. DOI: 10.17794/rgn.2022.2.12.

24. Марысюк В. П., Сабянин Г. В., Андреев А. А., Васильев Д. А. Оценка напряженного состояния рудного массива при ведении очистных работ на глубоких рудниках Талнаха // Горный журнал. — 2020. — № 6. — С. 17–22. DOI: 10.17580/gzh.2020.06.02.

25. Kovalsky E. R., Gromtsev K. V., Sokol D. G., Popova Y. V. Research of the influence of the goaf stowing on the height of the water-conducting discontinuities during the development of the potash-magnesium fields // International Journal of Advanced Research in Engineering and Technology. 2020, vol. 5, pp. 116–121. DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.013.

26. Федотов Г. С., Сапронова Н. П. Горно-геологические информационные системы как инструмент цифровой трансформации производственных процессов горнодобывающих предприятий // Маркшейдерия и недропользование. — 2021. — № 4. — С. 54–59. DOI: 10.17580/gzh.2022.01.08.

27. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support // Rock Mechanics. 1974, vol. 6, no. 4, pp. 189–236. DOI: 10.1007/s12594-019-1336-0.

28. Maleki M., Emery X. Joint simulation of grade and rock type in a stratabound copper deposit // Mathematical Geosciences. 2014, vol. 47, no. 4. DOI: 10.1007/s11004-014-9556-8.

29. Семенцов В. В., Осминин Д. В., Нифанов Е. В. Устойчивость выемочных горных выработок при отработке пластов с труднообрушающимися кровлями // Вестник научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. — 2021. — № 3. — С. 14–25. DOI: 10.25558/VOSTNI.2021.47.12.002.

30. Greenwood J. H., Meyer A. I., McLahan J. R. Statistical analysis of data in economics. 5th ed. Cambridge, Cambridge University Press, 2010, 626 p.

31. Sabir M. A. Digital transformation in the mining industry: A review // Journal of Cleaner Production. 2021, vol. 288, article 125024. DOI: 10.1016/j.jclepro.2020.125024.

32. Aras A. M. Sustainable mining: A review of current practices and future directions // Resources, Conservation and Recycling. 2021, vol. 162, article 104868. DOI: 10.1016/j.resconrec.2020.104868. **ПЛАБ**

REFERENCES

1. Golik V. I., Gabaraev O. Z., Kozhiev K. K., Gashimova Z. A.. On the problem of reducing ore dilution with components of the hardening backfill mixture. *News of the Tula state university. Sciences of Earth*. 2021, no. 2 (168), pp. 123. [In Russ].

2. Gorbachev S. A., Darbinyan T. P., Balandin V. V. Oktyabrsky mine: Initiation and growth. *Gornyi Zhurnal*. 2015, no. 6, pp. 15–18. [In Russ].

3. Aynbinder I. I., Patskevich P. G., Ovcharenko Prospects O. V. for the development of underground ore mining geotechnologies at the Talnakh and Oktyabrskoye deep mines. *Russian Mining Industry Journal*. 2021, no. 5, pp. 70–75. [In Russ].

4. Trofimov A. V., Vilchinskaya O. V., Breus K. E., Amosov Comprehensive I. V. study of the physico-mechanical properties of rocks with modern methods and means for optimizing processes in mining and metallurgy. *Tsvetnye Metally*. 2014, no. 9, pp. 16–23. [In Russ].
5. Tolstykh N. D., Krivolutsкая N. A., Kanhibue L. S., Gongalsky B. I., Kuz'min I. A. Mineralogical zoning of the PGE-Cu-Ni orebodies at the central part of Oktyabr'sky deposit, Norilsk district, Russia. *Mineralogical Magazine*. 2024, vol. 88, no. 4. DOI: 10.1180/mgm.2024.20.
6. Naldrett A. J. *Magmaticheskie sul'fidnye mestorozhdeniya medno-nikelevykh i platinometal'nykh rud* [Magmatic sulfide deposits of copper-nickel and platinum-group metals], Saint-Petersburg, SPbGU, 2003, 487 p.
7. *Geologiya Noril'skoy metallogeneticheskoy provintsii*. Pod. red. I. I. Nikulina [Geology of the norilsk metallogenic province. Nikulin I. I. (Ed.)], Moscow, MAKS Perss, 2020, 524 p.
8. Rad'ko V. A. *Fatsii intruzivnogo i effuzivnogo magmatizma Noril'skogo rayona* [Facies of intrusive and effusive magmatism in the Norilsk area], Saint-Petersburg, 2016, 226 p.
9. Marysyuk V., Mushtekenov T., Trofimov A., Kolganov A. The modified Mathews–Potvin method in geotechnical substantiation of stope design with equivalent linear cross-sectional searc. *Gornyi Zhurnal*. 2023, no. 1, pp. 92–96. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2023.01.15.
10. Read J., Stacey P. *Guidelines for open pit slope design*. Clayton: CSIRO Publishing, 2009. 496 p. DOI: 10.1071/9780643101104.
11. Darbinyan T. P., Tsymalov A. A., Zubov V. P., Kolganov A. V. Impact of rock mass jointing on dilution of disseminated copper–nickel ore in Oktyabrsky Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2023, no. 6, pp. 19–25. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2023.06.03.
12. Edwards A. C. *Mineral resource and ore reserve estimation: the AusIMM guide to good practice*. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2001.
13. Bragin V. I., Kharitonova M. Y., Matsko N. A. A probabilistic approach to the dynamic cut-off grade assessment. *Journal of Mining Institute*. 2021, vol. 251, pp. 617–625. [In Russ]. DOI: 10.31897/PMI.2021.5.1
14. Marysyuk V. P., Trofimov A. V., Andreev A. A., Kolganov A. V. Application of microseismic monitoring data in prediction of stoping influence zone size: A case-study of Oktyabrsky Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2024, no. 3. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2024.03.05.
15. Zakharov V. N., Rybnikova M. V., Klebanov D. A., Radchenko D. N. Hypotheses on optimization of mining systems operating parameters using predictive analytics. *Russian Mining Industry Journal*. 2023, no. 5, pp. 38–42. [In Russ]. DOI: 10.30686/1609-9192-2023-5-38-42.
16. Xiaoming Sun, Gan Li, Chengwei Zhao, Yangyang Liu, Chengyu Miao Investigation of deep mine shaft stability in alternating hard and soft rock strata using three-dimensional numerical modeling. *Processes*. 2019, vol. 7, no. 1, article 2. DOI: 10.3390/pr7010002.
17. Marinin M., Marinina O., Wolniak R. Assessing of losses and dilution impact on the cost chain: Case study of gold ore deposits. *Sustainability*. 2021, vol. 13, no. 7, article 3830.
18. Ayuk E. T., Pedro A. M., Ekins P. *Mineral resource governance in the 21st century: Gearing extractive industries towards sustainable development*. Nairobi: International Resource Panel, United Nations Envio, 2020. URL: <https://wedocs.unep.org/bitstream/handle/20.500.11822/31639/MR21.pdf?sequence=1&isAllowed=y> (accessed 18.11.2022).
19. Kongar-Syuryun Ch.B., Kovalski Hardening E. R. backfill at potash mines: promising materials regulating stress-strain behavior of rock mass. *Geology and Geophysics of Russian South*. 2023, no. 13(4), pp. 177–187. [In Russ]. DOI: 10.46698/VNC.2023.34.99.014.
20. Karasev M. A., Nguyen Method T. T. for predicting the stress state of the lining of underground structures of quasi-rectangular and arched forms. *Journal of Mining Institute*. 2022, vol. 257, pp. 807–821. [In Russ]. DOI: 10.31897/PMI.2022.17.
21. Gendler S. G., Kryukova M. S. Thermal management of metro lines, including double-track and single-track tunnels. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 9-1, pp. 248–269. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_91_0_248.
22. Kazanin O. I., Ilinets Ensuring A. A. the excavation workings stability when developing excavation sites of flat-lying coal seams by three workings. *Journal of Mining Institute*. 2022, vol. 253, pp. 41–48. [In Russ]. DOI: 10.31897/PMI.2022.1.
23. Protosenya A., Vilner M. Assessment of excavation intersections' stability in jointed rock masses using the discontinuum approach. *Rudarsko-geološko-naftni zbornik*. 2022, vol. 37, no. 2, pp. 137–147. DOI: 10.17794/rgn.2022.2.12.

24. Marysyuk V. P., Sabyanin G. V., Andreev A. A., Vasiliev D. A. Stress assessment in deep-level stoping in Talnakh mines. *Gornyi Zhurnal*. 2020, no. 6, pp. 17–22. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2020.06.02.
25. Kovalsky E. R., Gromtsev K. V., Sokol D. G., Popova Y. V. Research of the influence of the goaf stowing on the height of the water-conducting discontinuities during the development of the potash-magnesium fields. *International Journal of Advanced Research in Engineering and Technology*. 2020, vol. 5, pp. 116 – 121. DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.013.
26. Fedotov G. S., Sapronova Mining N. P. and geological information systems as a tool for the digital transformation of production processes in mining enterprises. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2021, no. 4, pp. 54 – 59. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2022.01.08.
27. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*. 1974, vol. 6, no. 4, pp. 189 – 236. DOI: 10.1007/s12594-019-1336-0.
28. Maleki M., Emery X. Joint simulation of grade and rock type in a stratabound copper deposit. *Mathematical Geosciences*. 2014, vol. 47, no. 4. DOI: 10.1007/s11004-014-9556-8.
29. Semencov V. V., Osminin D. V., Nifanov E. V. Stability of excavation workings when working out layers with hard-to-collapse roofs. *Bulletin of the Scientific Center of VostNII on Industrial and Environmental Safety*. 2021, no. 3, pp. 14 – 25. [In Russ]. DOI: 10.25558/VOSTNII.2021.47.12.002.
30. Greenwood J. H., Meyer A. I., McLahan J. R. *Statistical analysis of data in economics*. 5th ed. Cambridge, Cambridge University Press, 2010, 626 p.
31. Sabir M. A. Digital transformation in the mining industry: A review. *Journal of Cleaner Production*. 2021, vol. 288, article 125024. DOI: 10.1016/j.jclepro.2020.125024.
32. Aras A. M. Sustainable mining: A review of current practices and future directions. *Resources, Conservation and Recycling*. 2021, vol. 162, article 104868. DOI: 10.1016/j.resconrec.2020.104868.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Зубов Владимир Павлович¹ — д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой, e-mail: Zubov@spmi.ru, ORCID ID: 0000-0001-7557-9801,

Трофимов Андрей Викторович — канд. техн. наук, зав. лабораторией, ООО «Институт Гипроникель», e-mail: TrofimovAV@nornik.ru, ORCID ID: 0000-0001-7557-9801,

Колганов Артем Владимирович¹ — аспирант, e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru, ORCID ID: 0000-0003-4844-7824,

¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II.

Для контактов: Колганов А.В., e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.P. Zubov¹, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of Chair, e-mail: Zubov@spmi.ru, ORCID ID: 0000-0001-7557-9801,

A.V. Trofimov, Cand. Sci. (Eng.), Head of Laboratory, Gipronikel Institute LLC, Saint-Petersburg, Russia, e-mail: TrofimovAV@nornik.ru,

ORCID ID: 0000-0001-7557-9801, A.V. Kolganov¹, Graduate Student, e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru, ORCID ID: 0000-0003-4844-7824,

¹ Empress Catherine II Saint-Petersburg Mining University, 199106, Saint-Petersburg, Russia.

Corresponding author: A.V. Kolganov, e-mail: artemkolganov2011@yandex.ru.

Получена редакцией 02.10.2024; получена после рецензии 06.11.2024; принята к печати 10.11.2024.
Received by the editors 02.10.2024; received after the review 06.11.2024; accepted for printing 10.11.2024.