УДК 622.838.:553.57

И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, А.А. Смирнов, Ю.М. Соломеин

ОСОБЕННОСТИ ОТРАБОТКИ ЦЕЛИКОВ И ПОГАШЕНИЯ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ ОСВОЕНИИ КЫШТЫМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КВАРЦА*

ИГД УрО РАН разработаны основные технические решения по отработке жилы № 175 в этаже 346/316 м камерной системой разработки с последующим обрушением целиков, позволяющие значительно снизить потери балансовых запасов высокоценного кварца в недрах. Исходя из современных горнотехнических и геомеханических условий рекомендован поэтапный порядок отработки запасов целиков и погашения выработанного пространства подэтажа 346/324м. Рассмотрены варианты отработки целиков и схем погашения выработанного пространства и проведено их технико-экономическое сравнение.

Ключевые слова: подземные запасы месторождения кварца, камерная система разработки с последующим обрушением целиков, отработка целиков, погашение выработанного пространства, технико-экономическое сравнение.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-11-0-43-52

В настоящее время завершилась отработка подземных запасов жилы № 175 Кыштымского месторождения в переходной зоне (подэтаж 366/346 м), располагаемых непосредственно под сформированным ниже дна карьера барьерным целиком (БЦ), обеспечивающим изоляцию подземных горных выработок от карьерного пространства. Отработка переходной зоны осуществлялась по варианту камерно-целиковой системы разработки с взрыводоставкой руды и использованием на выпуске и транспортировании погрузо-доставочной машины (ПДМ) [1]. Применение данной технологии позволило выполнить требования безопасности при ведении горных работ вблизи карьера, а именно — сформировать БЦ и обеспечить его устойчивость, предотвратить образование активных аэродинамических и гидравлических связей между подземными выработками и карьером [2], а также осуществить быстрый ввод рудника в эксплуатацию и переход на подземные горные работы с минимальными капитальными и эксплуатационными затратами.

Однако данный вариант системы имеет существенный недостаток, состоящий в том, что при расположении камер по

* Исследования выполнены в рамках Госзадания 007-01398-17-00. Тема № 0405-2015-0010. «Теоретические основы стратегии комплексного освоения месторождений и технологий их разработки с учетом особенностей переходных процессов в динамике развития горнотехнических систем».

© И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, А.А. Смирнов, Ю.М. Соломеин. 2017.

падению рудного тела и недостаточный угол наклона для выпуска отбитой руды самотеком необходимо оставление ленточных междукамерных целиков (МКЦ), что предопределило высокую величину эксплуатационных потерь (около 30%) в неизвлекаемых МКЦ и на почве камеры. В связи с этим стал актуальным вопрос применения новой технологии для освоения основных подземных запасов месторождения, кардинально снижающей потери кварца в недрах [3—5].

Для реализации данной технологии ИГД УрО РАН разработан технический проект (далее — Техпроект), предусматривающий основные технические решения по отработке жилы № 175 в этаже 346/316 м камерной системой разработки с последующим обрушением целиков: в подэтаже формируются Камера 1 шириной 20 м, выпускные выработки которой расположены на гор. 324 м; над камерой оставляется междуэтажный целик (МЭЦ) шириной 15 м. Камера 1 разделяется временным надштрековым целиком (ВНШЦ) на западную и восточную. ВНШЦ располагается над сопряжением заезда с траншейным штреком гор. 324 м и обеспечивает сохранность заезда в доставочный штрек 324 м для движения ПДМ на весь период отработки Камеры 1. ВНШЦ имеет прямоугольную (в сечении) форму, высоту, равную высоте камеры, и ширину 10 м [8]. Такая форма целика значительно упрощает схему его оформления, технологию его отработки и практически полностью исключает риск потерь этих запасов.

Выемка запасов камеры производится в три стадии [6]: на первой вынимаются запасы западной камеры (с наибольшим объемом запасов), на второй — восточной камеры, на третьей — запасы ВНШЦ. Выпуск отбитой руды осуществляется через траншейное днище камеры в погрузочные заезды гор. 324 м с помощью ПДМ. После отработки Камеры 1 обрушается МЭЦ гор. 346 м с одновременным принудительным обрушением пород висячего бока.

В настоящее время в соответствии с Техпроектом производится отработка Камеры 1 (восток) и Камеры 1 (запад). Выполненный анализ горнотехнических условий дальнейшей отработки подэтажа 346/324 м показал следующее.

Эксплуатационными разведочными работами отработана часть запасов МЭЦ на гор. 346 м, при этом величина запасов МЭЦ по сравнению с Техпроектом уменьшилась почти на 30%, а над центральной частью бурового штрека гор. 346 м образовалась обширная площадь обнажения висячего бока. В соответствии с требованиями правил безопасности [7] доступ в центральную часть штрека запрещен, следовательно, запроектированная в Техпроекте схема обуривания МЭЦ и висячего бока вертикальными веерами скважин вкрест простирания целика становится невозможной. Порядок отбойки МЭЦ согласно Техпроекту предусматривает одновременное массовое взрывание всего массива МЭЦ большого объема пород висячего бока, существенно осложняет организацию и проведение массового взрыва.

В связи с этим разработана проектная документация «Техническое перевооружение процесса очистной выемки МЭЦ гор. 346 м к «Техническому проекту разработки Кыштымского месторождения гранулированного кварца. Подземная отработка жилы № 175 в этаже 346/316 м», целью которой является обоснование технических решений по безопасной и эффективной отработке МЭЦ в подэтаже 346/324 м в соответствии с современными условиями.

Основные положения и технические решения проекта по геотехнологическому и геомеханическому обоснованию безопасной и эффективной отработки МЭЦ и ВНШЦ состоят в следующем:

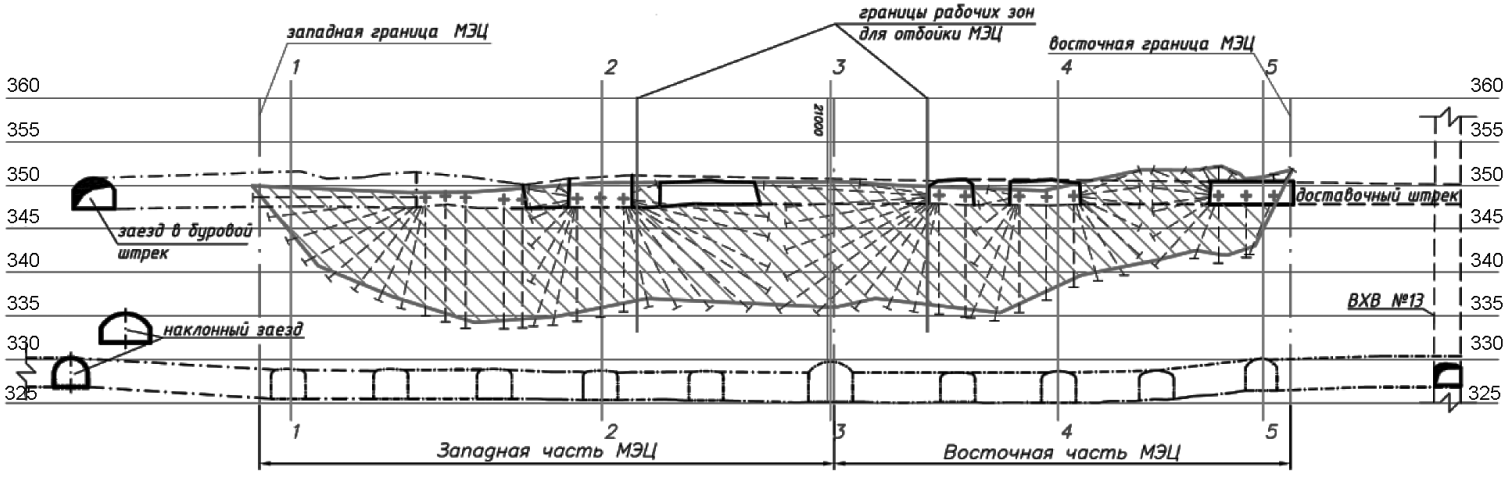

Рис. 1. Схема разбуривания МЭЦ

ВНШЦ взрывается на отработанную Камеру 1 с помощью вертикальных вееров скважин, пробуренных из траншейного штрека, отбитые запасы целика выпускаются через погрузочные заезды доставочного штрека 324 м. При этом выемка ВНШЦ не приведет к обрушению висячего бока над Камерой 1, что позволяет взорвать запасы МЭЦ на открытое пространство Камеры 1 и выпустить отбитую руду через траншейный штрек и погрузочные заезды гор. 324 м.

Так как доступ в центральную часть бурового штрека гор. 346 м запрещен, размещение буровых станков и бурение скважин осуществляется из восточной и западной части штрека (рис. 1). Это обусловливает разделение МЭЦ на восточную и западную часть и позволяет взорвать МЭЦ в два приема, что упрощает организацию массовых взрывов и транспортировку взрывчатых материалов.

Для безопасного обуривания запасов МЭЦ из бурового штрека гор. 346 м следует обеспечить устойчивость данного штрека на весь период отработки Камеры 1 путем крепление в пределах рабочей зоны бурового штрека и других выработок (отрезные и разведочные заходки) гор. 346 м. Кровлю и сопряжения этих выработок следует закрепить железобетонными штангами [9]. Расчеты параметров анкерного крепления выполнены в соответствии с «Инструкцией по креплению...» [10] с учетом требований ФНиП № 599 [7].

Геомеханические расчеты, выполненные отделом геомеханики ИГД УрО РАН, и практика отработки Камеры 1 показывают, что выемка МЭЦ не приведет к обрушению консоли висячего бока, и для погашения выработанного пространства, образованного в результате отработки Камеры 1 и МЭЦ, необходимо произвести его принудительное обрушение, которое тоже целесообразно произвести в два приема.

Устойчивые параметры камер и целиков определены на основании математического моделирования методом конечных элементов, выполненного с использованием специализированной программы для условий упругого решения двухмерной задачи. При этом учитывались современные тенденции развития методов математического моделирования процессов деформирования трещиноватых массивов горных пород [11]. Для оценки устойчивости кровли выработанного пространства и всей консоли налегающих пород висячего бока использовались результаты экспериментально-аналитических исследований, полученные для аналогичных условий отработки наклонных залежей средней мощности [8, 12]. Аналогичный подход к расчетам напряженно-деформированного состояния в настоящее время используется и зарубежными специалистами [13, 14].

Принимая во внимание современные горнотехнические и геомеханические условия, рекомендуется поэтапный порядок отработки запасов целиков и погашения выработанного пространства подэтажа 346/324 м:

1. Отработка ВНШЦ, сформированного между западной и восточной Камерами 1 гор. 324 м.

2. Выемка западной части МЭЦ гор. 346 м путем его массового взрывания и выпуска руды через днище Камеры 1 (запад).

3. Погашение выработанного пространства Камеры 1 (запад) гор. 324 м) путем принудительного обрушения пород висячего бока над Камерой 1 (запад) и заполнения выработанного пространства обрушенными породами.

4. Выемка восточной части МЭЦ гор. 346 м путем его массового взрывания и выпуска руды через днище Камеры 1 (восток).

5. Погашение выработанного пространства Камеры 1 (восток) гор. 324 м

Таблица 1

Объем подготовительно-нарезных работ по гор. 335 м

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м^2	Длина, м	Объем, м^3
1	Заезд на горизонт из наклонного съезда № 1	11,23	5	56
2	Вентиляционная сбойка с фланговым ВХВ № 13	9,24	18	166
3	Доставочный штрек	11,23	90	1011
4	Погрузочные заезды (14 шт.)	11,23	175	1965
5	Выпускные дучки (14 шт.)	7	70	490
6	Выпускные воронки (14 шт.)	—	70	966
	Итого по гор. 335 м		428	4654

путем принудительного обрушения пород висячего бока над Камерой 1 (восток) и заполнения выработанного пространства обрушенными породами.

Вариант отработки МЭЦ, принятый в Техпроекте, предусматривает строительство гор. 335 м (горизонта выпуска и доставки), включающего проведение доставочного штрека, вентиляционной сбойки с фланговым восстающим № 13, погрузочных заездов, выпускных дучек и воронок. Отбитая руда МЭЦ выпускается через воронки на почву погрузочных заездов под обрушенными породами со значительными потерями и разубоживанием (потери 22,5%, разубоживание 27,76%). Объем подготовительно-нарезных работ по гор. 335 м представлен в табл. 1.

Принятое решение позволяет отказаться от строительства гор. 335 м. Проходческие работы ограничиваются проходкой наклонного заезда 334/324 м и буровой ниши на гор. 346 м. Запасы МЭЦ отбиваются на отработанную Камеру 1 и выпускаются из открытого подконсольного пространства через траншейное днище и погрузочные заезды на гор. 324 м, откуда через наклонный заезд 334/324 м транспортируются на поверхность. Это позволяет при таких же потерях, как в Техпроекте, заметно снизить разубоживание жильной массы. Сравнительные показатели вариантов отработки МЭЦ приведены в табл. 2.

Сравнение вариантов показывает, что при примерно равных затратах на

Таблица 2

Сравнительные показатели вариантов отработки МЭЦ

Наименование показателя	Вариант по Техроекту [1]	Вариант по Техперевооружению
1. Балансовые запасы МЭЦ, т	22 067	24 387
2. Объем проходки, м^3	4654	596
3. Объем бурения скважин, м	2081	1998
4. Показатели извлечения руды, % потери разубоживания	 22,50 27,76	 22,30 19,04
5. Эксплуатационные запасы, т	23 674	23 450
6. Удельный объем ПНР на 1000 т добытой руды, м^3/1000 т	196,6	25,4
7. Выход руды с 1 м скважин, т	10,6	12,2

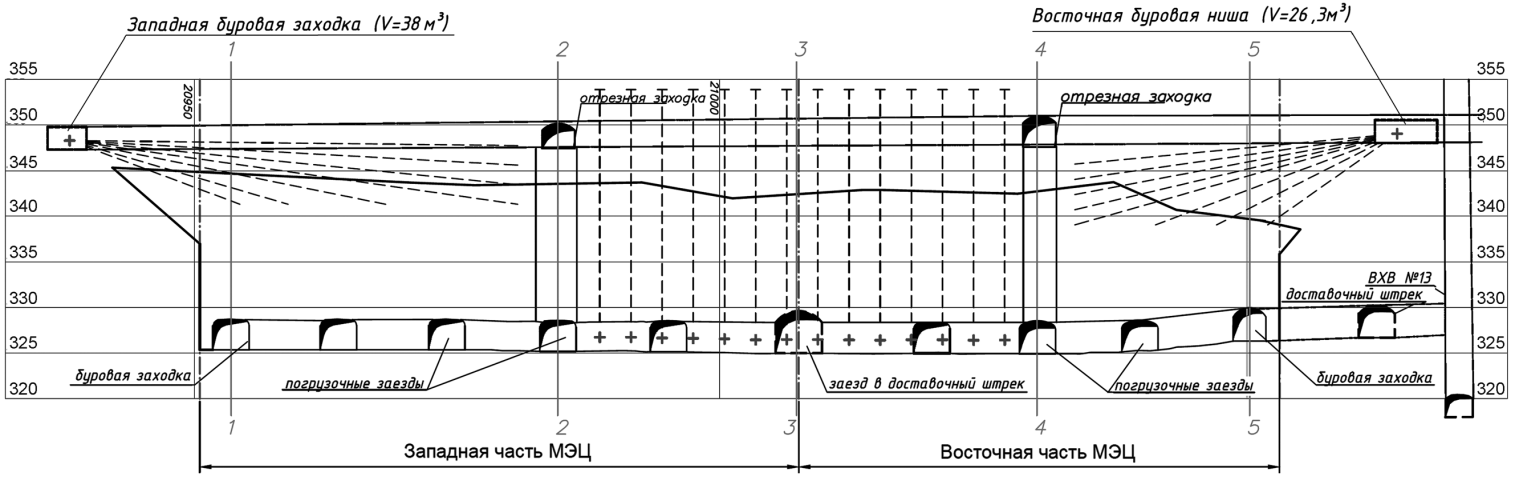

Рис. 2. Схема разбуривания пород висячего бока по варианту 1

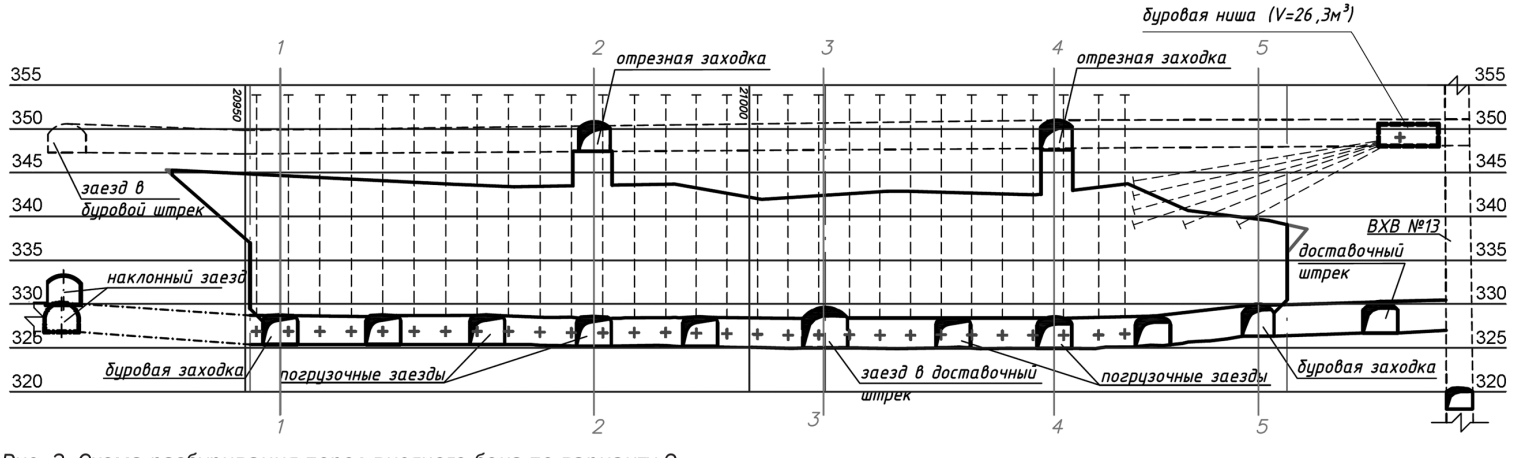

Рис. 3. Схема разбуривания пород висячего бока по варианту 2

Таблица 3

Параметры и показатели вариантов погашения выработанного пространства

Показатель, параметр	Варианты погашения			
	1 вариант		2 вариант	
	Западная Камера 1	Восточная Камера 1	Западная Камера 1	Восточная Камера 1
1. Объем обрушаемых пород висячего бока, м^3	15 760		15 760	
	9387	6373	9387	6373
2. Сетка расположения веерных скважин (W×a), м×м	3,5×3,5		3,5×3,5	
3. Объем бурения скважин, м	2857		2810	
	1584	1273	1584	1273
4. Максимальная длина скважины, м	50	40	40	36
5. Выход породы с 1 м скважины, м^3	5,5	5,6	5,9	5,0
6. Суммарная длина заряжаемых скважин, м	1519	1362	876	649
7. Общее количество ВВ, кг при массе ВВ в 1 м скважины 9,5 кг	14 431	11 645	8322	6166
8. Удельный расход ВВ на отбойку породы, кг/м^3	0,92	0,74	0,89	0,97
9. Объем проходки, м^3	64,1		26,1	
в том числе:				
западная буровая ниша (L = 5,5 м, h = 2,75 м и S = 8,7 м^2);	38	–	–	–
восточная буровая ниша (L = 5,8 м, h = 2,5 м и S = 14,5 м^2).	–	26,1	–	26,1

отбойку и выпуск руды существенная экономия по предложенному варианту получается за счет снижения объема проходческих работ. При стоимости проходки 3115 руб./м^3 величина этой экономии составляет более 12,6 млн руб.

Для рассмотренных условий возможны два варианта погашения выработанного пространства, отличающиеся схемой разбуривания массива пород висячего бока.

Вариант 1 (рис. 2):

• на западном и восточном флангах бурового штрека гор. 346 м проходятся буровая заходка и буровая ниша;

• массив пород висячего бока на флангах до отрезных щелей западной и восточной камер разбуривают слабонаклонными нисходящими веерами скважин из соответствующих буровых ниш;

• массив пород висячего бока над центральной частью Камеры 1 между отрезными щелями западной и восточной камер разбуривают восходящими веерами скважин из доставочного штрека гор. 324 м.

Вариант 2 (рис. 3):

• на восточном фланге бурового штрека гор. 346 м проходится буровая ниша;

• массив пород висячего бока на западном фланге и над центральной частью Камеры 1 разбуривают восходящими веерами скважин из доставочного штрека гор. 324 м;

• массив пород висячего бока на восточном фланге Камеры 1 разбуривают слабонаклонными нисходящими веерами скважин из восточной буровой ниши.

Сравнение вариантов 1 и 2 погашения выработанного пространства Каме-

ры 1 и МЭЦ показывает, что объем проходки в варианте 1 на 38 м^3 больше, чем в варианте 2, объем бурения практически одинаков и общее количество ВВ при погашении Камеры 1 в варианте 1 существенно (на 2786 кг) больше, чем в варианте 2. Наиболее существенным отличием является максимальная длина скважин при погашении Камеры 1 (запад) — в варианте 1 она на 10 м больше, чем в варианте 2. Параметры и показатели вариантов погашения выработанного пространства приведены в табл. 3.

В результате оценки и сравнения вариантов принят вариант 2, предусматривающий погашение выработанного пространства Камеры 1 путем разбуривания массива пород висячего бока на западном фланге и над центральной частью Камеры 1 восходящими веерами скважин из доставочного штрека гор. 324 м и на восточном фланге Камеры 1 слабонаклонными нисходящими веерами скважин из восточной буровой ниши гор. 346 м.

Таким образом, разработанные технические решения позволяют безопасно и эффективно отработать запасы целиков и погасить выработанное пространство с учетом современного состояния выработок подэтажа 346/324 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Соколов И. В.*, *Балек А. Е.*, *Антипин Ю. Г.*, *Смирнов А. А.* Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Кыштымского месторождения кварца // Горный журнал. — 2016. — № 5. — С. 60—64.

2. *Инструкция* по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых (РД 06-174-97) Госгортехнадзор России. Срок введения в действие 01.07.98.

3. *Соколов И. В.*, *Смирнов А. А.*, *Антипин Ю. Г.*, *Барановский К. В.*, *Рожков А. А.* Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования // ФТПРПИ. — 2016. — № 6. — С. 124—133.

4. *Барановский К. В.*, *Никитин И. В.* Инновационная технология вскрытия и отработки глубоких горизонтов Кыштымского месторождения гранулированного кварца // Проблемы недропользования. — 2014. — № 2. — С. 89—95.

5. *Барановский К. В.* Влияние горно-геологических факторов на эффективность подземной отработки наклонных залежей средней мощности // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № S11. — С. 288—293.

6. *Соколов И. В.*, *Смирнов А. А.*, *Рожков А. А.* Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 7. — С. 337—350.

7. *Федеральные* нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. — 216 с.

8. *Зубков А. В.* Геомеханика и геотехнология. — Екатеринбург: УрО РАН, 2001. — 335 с.

9. *Fiscor S.* Roof bolting technology // Coal Age. 2012. Vol. 117. No. 5. Pp. 26—30.

10. *Инструкция* по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на шахтах Урала и Казахстана. — Свердловск: Институт горного дела МЧМ СССР, 1986.

11. *Debasis Deb, Kamal C. Das.* Extended Finite Element Method for the Analysis of Discontinuities in Rock Masses / Geotechnical and Geological Engineering. — September 2010, Vol. 28, Issue 5, pp. 643—659.

12. *Балек А. Е.* Управление горным давлением при камерной системе разработки // ФТПРПИ. — 1988. — № 1. — С. 25—31.

13. *Youjun Ning, Zheng Yang, Bin Wei, Bin Gu.* Advances in Two-Dimensional Discontinuous Deformation Analysis for Rock-Mass Dynamics // Int. J. Geomech. — E6016001 http://dx.doi.org/ 10.1061/(ASCE) GM.1943-5622.0000654 Online Publication Date: 3 Mar 2016.

14. *Zheng Bingxu, Li Zhanjun, Liu Yi*. Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting / 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China, 2011. Pp. 188—194. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Соколов Игорь Владимирович[1] — доктор технических наук,
зав. лабораторией, e-mail: geotech@igduran.ru,
Антипин Юрий Георгиевич[1] — кандидат технических наук, старший научный сотрудник,
Смирнов Алексей Алексеевич[1] — кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
Соломеин Юрий Михайлович[1] — младший научный сотрудник,
[1] Институт горного дела Уральского отделения РАН.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2017. No. 11, pp. 43–52.

UDC 622.838.:553.57

I.V. Sokolov, Yu.G. Antipin, A.A. Smirnov, Yu.M. Solomein

EXTRACTION OF PILLARS AND BACKFILLING AT KYSHTYM QUARTZ DEPOSIT

IM UB RAS has developed a technical project with main technical solutions to excavation of reserves of vein № 175 on the floor 346/316 m by chamber system of development followed by the collapse of pillars, followed by the collapse of pillars, which allows to significantly reduce the loss of high-value balance reserves of quartz in subsoil, under which is currently being working out the chambers stocks. Based on current miningtechnical and geomechanical conditions procedure for phased development of reserves and cancellation of worked out space on substage 346/324m is recommended. The variants of pillars extraction and schemes of cancellation of worked out space is considered and conducted their technical and economic comparison.

Key words: underground resources of quartz deposit, chamber system of development followed by the collapse of pillars, pillars extraction, cancellation of worked out space, technical and economic comparison.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-11-0-43-52

AUTHORS

Sokolov I.V.[1], Doctor of Technical Sciences,
Head of Laboratory, e-mail: geotech@igduran.ru,
Antipin Yu.G.[1], Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
Smirnov A.A.[1], Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
Solomein Yu.M.[1], Junior Researcher,
[1] Institute of Mining of Ural Branch, Russian Academy of Sciences,
620075, Ekaterinburg, Russia.

ACKNOWLEDGEMENTS

The studies have been carried out under State Contract No. 007-01398-17-00. Topic No. 0405-2015-0010: Theoretical framework for the strategy of the integrated mineral development and mining technologies with regard to features of transition processes in the dynamics of mining-technical systems.

REFERENCES

1. Sokolov I. V., Balek A. E., Antipin Yu. G., Smirnov A. A. *Gornyy zhurnal*. 2016, no 5, pp. 60—64.

2. *Instruktsiya po bezopasnomu vedeniyu gornykh rabot pri kombinirovannoy (sovmeshchennoy) razrabotke rudnykh i nerudnykh mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh (RD 06-174-97)*. Gos-

gortekhnadzor Rossii. Srok vvedeniya v deystvie 01.07.98. (Instructions for safe mining operations in combination (combined) the development of ore and nonmetallic mineral deposits RD 06-174-97. Gosgortekhnadzor of Russia. The deadline for introduction of 01.07.98).

3. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V., Rozhkov A. A. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2016, no 6, pp. 124—133.

4. Baranovskiy K. V., Nikitin I. V. *Problemy nedropol'zovaniya*. 2014, no 2, pp. 89—95.

5. Baranovskiy K. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2011, no S11, pp. 288—293.

6. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2016, no 7, pp. 337—350.

7. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti «Pravila bezopasnosti pri vedenii gornykh rabot i pererabotke tverdykh poleznykh iskopaemykh»*, utv. Prikazom Rostekhnadzora ot 11.12.2013 № 599 (Federal rules and industrial safety regulations «safety rules during mining and processing of solid minerals», approved by Order of Rostekhnadzor 11.12.2013 no 599), 216 p.

8. Zubkov A. V. *Geomekhanika i geotekhnologiya* (Geomechanics and geotechnology), Ekaterinburg, UrO RAN, 2001, 335 p.

9. Fiscor S. Roof bolting technology. *Coal Age*. 2012. Vol. 117. No. 5. Pp. 26—30.

10. *Instruktsiya po krepleniyu gorizontal'nykh gornykh vyrabotok i ikh sopryazheniy na shakhtakh Urala i Kazakhstana* (Instructions for Securing horizontal mine workings and their conjugations on mines of Ural and Kazakhstan), Sverdlovsk, IGD MChM SSSR, 1986.

11. Debasis Deb, Kamal C. Das. Extended Finite Element Method for the Analysis of Discontinuities in Rock Masses. *Geotechnical and Geological Engineering*. September 2010, Vol. 28, Issue 5, pp. 643—659.

12. Balek A. E. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 1988, no 1, pp. 25—31.

13. Youjun Ning, Zheng Yang, Bin Wei, Bin Gu. Advances in Two-Dimensional Discontinuous Deformation Analysis for Rock-Mass Dynamics. *Int. J. Geomech*. E6016001 http://dx.doi.org/ 10.1061/ (ASCE) GM.1943-5622.0000654 Online Publication Date: 3 Mar 2016.

14. Zheng Bingxu, Li Zhanjun, Liu Yi. Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting. *7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. China, 2011, pp. 188—194.

РУКОПИСИ, ДЕПОНИРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «ГОРНАЯ КНИГА»

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ МОМЕНТА РАСПЛАВЛЕНИЯ МЕТАЛЛА ПРИ ПЛАВКЕ

(№ 1105/11-17 от 14.09.2017, № 1106/11-17 от 14.09.2017; 50 с.)

Шкундин Семен Захарович[1] — доктор технических наук, профессор,
Колистратов Максим Васильевич[1] — старший преподаватель,
[1] НИТУ «МИСиС».

Рассмотрены методы оценки момента расплавления на основании анализа поверхности расплавляемого материала. Показано, что вследствие растекания переплавляемого материала при температуре плавления меняется отображение поверхности расплава, уменьшается фрактальная размерность изображения его поверхности.

Ключевые слова: расплавление металла, процесс плавки, искаженные изображения, наложенный шум.

METHODS OF ESTIMATION OF THE MOMENT OF MELTING OF METAL SMELTING

Shkundin S.Z.[1], Doctor of Technical Sciences, Professor,
Kolistratov M.V.[1], Senior Lecturer,
[1] National University of Science and Technology «MISiS», 119049, Moscow, Russia.

The methods of estimation of the moment of melting based on the analysis of the surface of the molten material. It is shown that the spreading of the material being melted in the melting temperature changing the display of the surface of the melt, decreasing the fractal dimension of the image surface.

Key words: molten metal, process of melting, distorted image, superimposed noise.