

УДК 622.838:553.576

**Барановский Кирилл Васильевич**

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

**Соломенн Юрий Михайлович**

младший научный сотрудник  
лаборатории подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**Антипин Юрий Георгиевич**

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

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ  
ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ ЦЕЛИКОВ  
И СПОСОБА ПОГАШЕНИЯ  
ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА  
В УСЛОВИЯХ КЫШТЫМСКОГО  
ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА\****Аннотация:*

Для выемки подземных запасов переходной зоны (подэтажа 366/346 м) применялся вариант камерно-целиковой системы разработки, имеющий большую величину эксплуатационных потерь. 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. Изложены основные положения и технические решения проекта по геотехнологическому и геомеханическому обоснованию безопасной и эффективной отработки запасов подэтажа 346/324 м. В соответствии с современными горнотехническими и геомеханическими условиями рекомендован поэтапный порядок отработки запасов целиков и погашения выработанного пространства подэтажа 346/324 м. 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, временный надштрековый целик, междуэтажный целик, погашение выработанного пространства, технико-экономическое сравнение

DOI: 10.25635/2313-1586.2018.01.005

**Baranovski Kirill V.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Research Worker  
of the Laboratory of Underground Geotechnology,  
Institute of Mining of Ural Branch of RAS,  
620075, Ekaterinburg,  
Mamina-Sibiryaka, 58.  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Solomein Yuri M.**

Junior Research Worker  
of the Laboratory of Underground Geotechnology,  
Institute of Mining of Ural Branch of RAS

**Antipin Yuri G.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Research Worker  
of the Laboratory of Underground Geotechnology,  
Institute of Mining of Ural Branch of RAS

**IMPROVING TECHNOLOGY  
OF PILLAR STOCKS EXCAVATION  
AND CANCELLATION OF WORKED  
OUT SPACE IN CONDITIONS  
OF KYSHTYM UNDERGROUND MINE***Abstract:*

For extraction of underground reserves of interjacent zone (sublevel 366 / 346 m) a variant of room-and-pillar mining system has been used, it has a large amount of operational losses. IM of UB of RAS has developed a technical project with main technical solutions for excavating the reserves of vein № 175 on the level 346/316 m by chamber system of exploitation followed by the collapse of pillars, which allows to reduce significantly the balance reserve loss of high-value quartz in subsoil. The main principles of the project and technical solutions for geotechnical and geomechanical justification of safe and efficient development of reserves on sublevel 346/324 m are shown. Based on current miningtechnical and geomechanical conditions, a procedure for phased exploitation of pillar reserves and cancellation of worked out space on sublevel 346/324 m is recommended. The variants of pillars excavation and schemes of cancellation of worked out space have been examined and their technical and economic comparison has been conducted.

*Key words:* underground resources of quartz deposit, chamber system of development followed by the collapsing the pillars, pillars extraction, temporary sill pillar, level pillar, cancellation of worked out space, technical and economic comparison

\* 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»

Подкарьерные запасы (подэтаж 366/346 м переходной зоны) жилы № 175 на Кыштымском подземном руднике отработаны по варианту камерно-целиковой системы разработки с взрыводоставкой руды и использованием на выпуске и транспортировании погрузо-доставочной машины (ПДМ) [1]. Применение данной технологии в период отработки переходной зоны позволило выполнить требования безопасности при ведении горных работ вблизи карьера, а именно сформировать барьерный целик (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.

Для камерно-целиковой системы характерна большая величина эксплуатационных потерь (около 30 %) ввиду того, что для выпуска отбитой руды самотеком необходимо оставление ленточных междукамерных целиков (МКЦ). 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), который содержит 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 [6]. Такая форма целика упрощает схему его оформления и технологию его отработки, позволяет сохранить устойчивость и безопасно использовать заезд на гор. 324 м на период отработки камеры 1.

Выемка запасов камеры производится в три стадии [7]: 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 всяческого 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 всяческого бока. В соответствии с требованиями правил безопасности [8] доступ в центральную часть штрека запрещен, следовательно, запроектированная в Техпроекте схема обурирования МЭЦ и всяческого бока вертикальными веерами скважин вкрест простирания целика становится невозможной. Порядок отбойки МЭЦ согласно Техпроекту предусматривает одновременное массовое взрывание всего массива МЭЦ и большого объема пород всяческого бока, что 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

№ 75 в этаже 346/316 м» (далее – Техперевооружение), 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.

ВНШЦ взрывается на отработанную Камеру 1 с помощью вертикальных веерообразных скважин, пробуренных из траншейного штрека (рис. 1), 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.

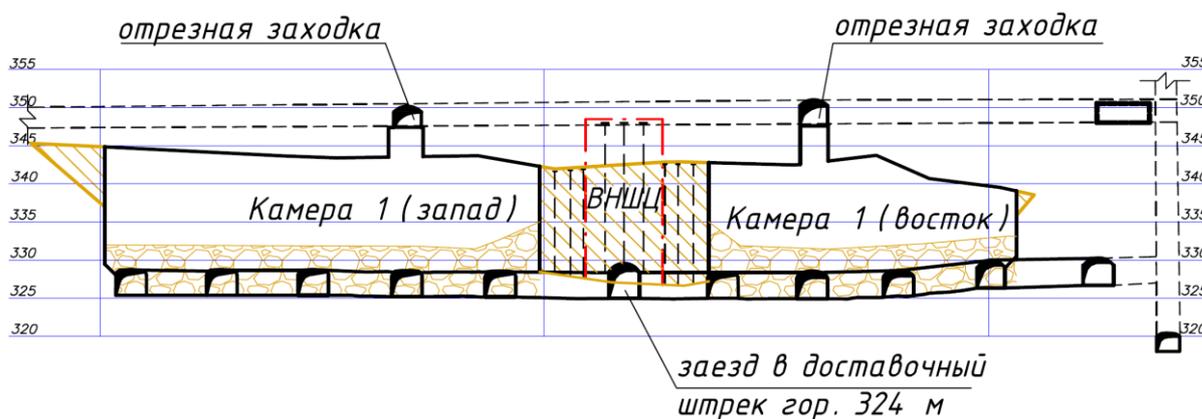


Рис. 1 – Схема расположения и разбуривания ВНШЦ

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. 2). Это обуславливает разделение МЭЦ на восточную и западную часть и позволяет взорвать его 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 крепления в пределах рабочей зоны бурового штрека и других выработок гор. 346 м анкерным креплением [9]. Расчеты параметров анкерного крепления выполнены в соответствии с «Инструкцией по креплению...» [10] с учетом требований ФНиП № 599 [8].

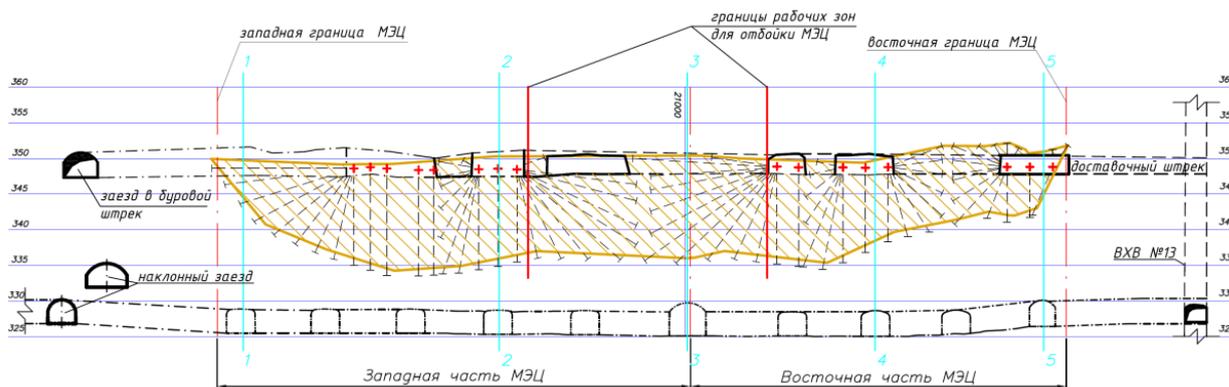


Рис. 2 – Схема разбуривания МЭЦ

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 (рис. 3), необходимо произвести его принудительное обрушение, которое тоже целесообразно произвести в два приема.

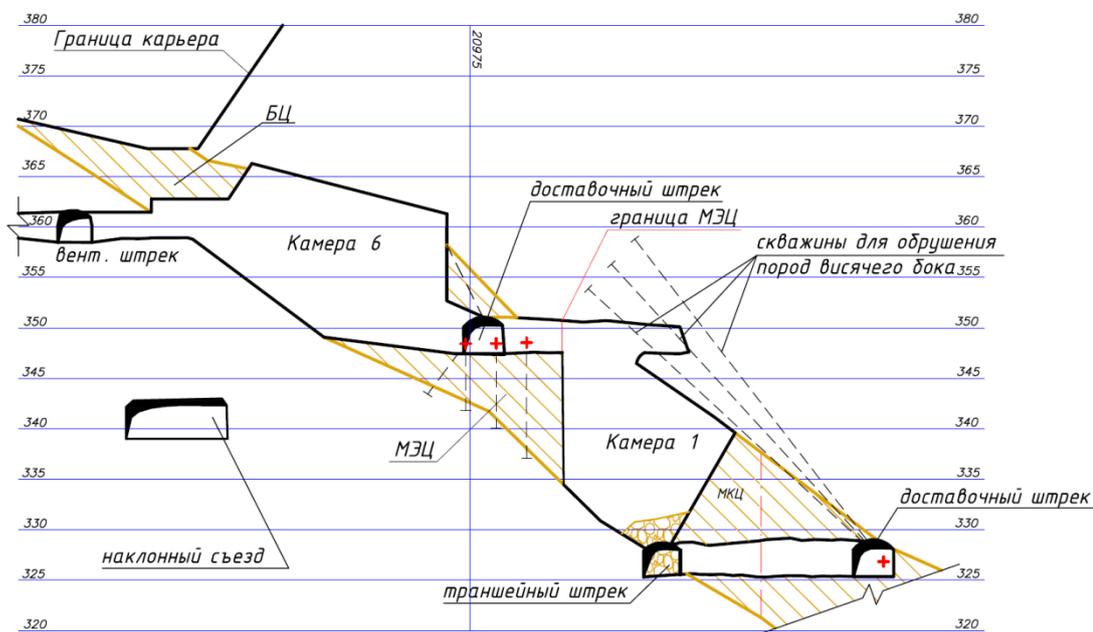


Рис. 3 – Схема разбуривания МЭЦ и пород висячего бока

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 [6, 12]. Аналогичный подход к расчетам напряженно-деформированного состояния в настоящее время используется и зарубежными специалистами [13, 14].

С учетом современных горнотехнических и геомеханических условий 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 путем принудительного обрушения пород висячего бока над Камерой 1 (восток) и заполнения выработанного пространства обрушенными породами.

Согласно разработанному ранее Техпроекту вариант отработки МЭЦ предусматривает строительство горизонта выпуска и доставки на отм. 335 м, 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 (ПНР) по гор. 335 м представлен в табл. 1.

Таблица 1

**Объем подготовительно-нарезных работ по гор. 335 м**

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м <sup>2</sup>	Длина, м	Объем, м <sup>3</sup>
1	Заезд на горизонт из наклонного съезда № 1	11,23	5	56
2	Вентиляционная сбойка с фланговым вентиляционно-ходовым восстающим (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
	<i>Итого по гор. 335 м</i>		428	4654

Предложенное наиболее эффективное решение в Техперевооружении позволяет отказаться от строительства гор. 335 м. Проходческие работы ограничиваются проходкой наклонного заезда 334/324 м, буровой заходки (по одному из вариантов) 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.

Таблица 2

**Сравнительные показатели вариантов отработки МЭЦ**

Наименование показателя	Вариант по Техпроекту	Вариант по Техперевооружению
1. Балансовые запасы МЭЦ, т	31027	22067
2. Объем проходки, м <sup>3</sup>	4654	596
3. Объем бурения скважин, м	2081	1998
4. Показатели извлечения руды, %		
- потери	22,50	22,30
- разубоживания	27,76	19,04
5. Эксплуатационные запасы, т	23674	23450
6. Удельный объем ПНР на 1000 т добытой руды, м <sup>3</sup> /1000 т	196,6	25,4
7. Выход руды с 1 м скважин, т	10,6	12,2

Сравнение технологий показывает, что при примерно равных затратах на отбойку и выпуск руды существенная экономия по предложенному варианту получается за счет снижения объема проходческих работ. При стоимости проходки 3115 руб/м<sup>3</sup> величина этой экономии составляет более 12,6 млн. рублей.

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

*Вариант 1* (рис. 4):

- 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 выработок;
- 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.

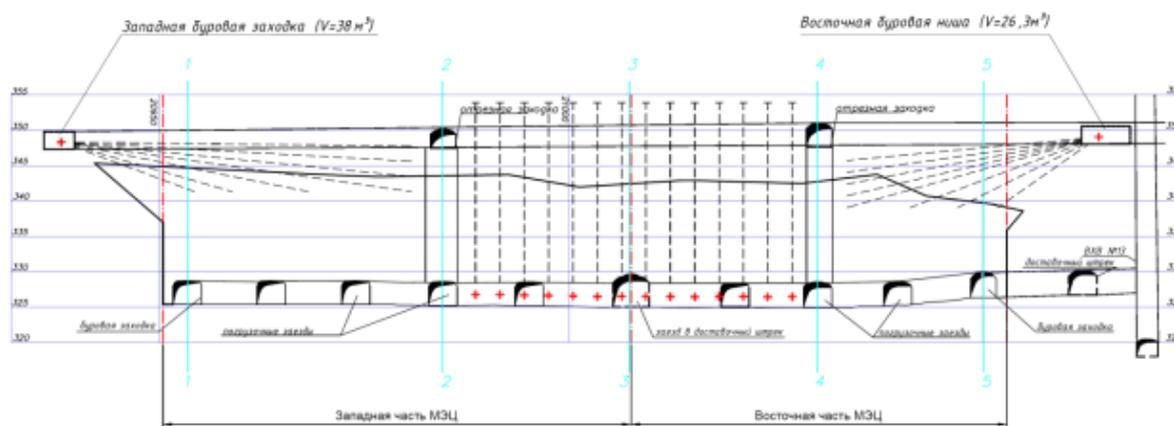


Рис. 4 – Схема разбуривания пород висячего бока по *варианту 1*

*Вариант 2* (рис. 5):

- 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 Камеры 1 и МЭЦ показывает, что объем проходки в *варианте 1* на 38 м<sup>3</sup> 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.

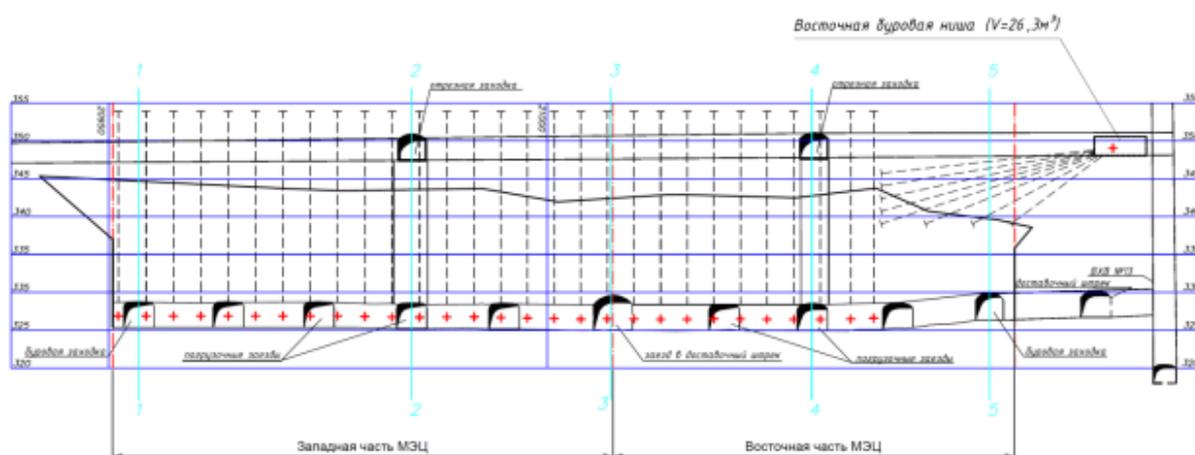


Рис. 5 – Схема разбуривания пород висячего бока по варианту 2

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 <sup>3</sup>	15760		15760	
	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	1544	1266
4. Максимальная длина скважины, м	50	40	40	36
5. Выход породы с 1 м скважины, м <sup>3</sup>	5,5		5,6	
	5,9	5,0	6,1	5,0
6. Суммарная длина заряжаемых скважин, м	1519		1362	
	876	643	742	620
7. Общее количество ВВ, кг при массе ВВ в 1 м скважины 9,5 кг	14431		11645	
	8300	6131	6344	5301
8. Удельный расход ВВ на отбойку породы, кг/м <sup>3</sup>	0,92		0,74	
	0,89	0,97	0,68	0,83
9. Объем проходки, м <sup>3</sup> в том числе: - западная буровая ниша (L=5,5 м, h=2,75 м и S=8,7 м <sup>2</sup> ); - восточная буровая ниша (L=5,8 м, h=2,5 м и S=14,5 м <sup>2</sup> ).	64,1		26,1	
	38	-	-	-
	-	26,1	-	26,1

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.

## Литература

1. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Кыштымского месторождения кварца / И.В. Соколов, А.Е. Балек, Ю.Г. Антипин, А.А. Смирнов // 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.) [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://dokipedia.ru/document/5319721>
3. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, А.А. Рожков // ФТПРПИ. – 2016. – № 6. – С. 124 - 133.
4. Барановский К.В. Инновационная технология вскрытия и отработки глубоких горизонтов Кыштымского месторождения гранулированного кварца / К.В. Барановский, И.В. Никитин // Проблемы недропользования. – 2014. – № 2. – С. 89 - 95.
5. Барановский К.В. Влияние горно-геологических факторов на эффективность подземной отработки наклонных залежей средней мощности / К.В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № S11. – С. 288 - 293.
6. Зубков А.В. Геомеханика и геотехнология / А.В. Зубков. - Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 335 с.
7. Соколов И.В. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, А.А. Рожков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 7. – С. 337 - 350.
8. 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. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://base.garant.ru/70691622/#friends>
9. Fiscor S. Roof bolting technology // Coal Age. - 2012. - Vol. 117. - No. 5. - P. 26 - 30.
10. Инструкция по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на шахтах Урала и Казахстана / Институт горного дела МЧМ СССР. – Свердловск, 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. - P. 643 - 659.
12. Балек А.Е. Управление горным давлением при камерной системе разработки / А.Е. Балек // ФТПРПИ. – 1988. – № 1. – С. 25 - 31.
13. Advances in Two-Dimensional Discontinuous Deformation Analysis for Rock-Mass Dynamics. Youjun Ning, Zheng Yang, Bin Wei, and Bin Gu // Int. J. Geomech. - E6016001 [http://dx.doi.org/10.1061/\(ASCE\)GM.1943-5622.0000654](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. - P. 188–194.