

Б.Р. Раимжанов, А.Т. Мухитдинов, Б.Б. Бекмурзаев, А.Р. Хасанов

ОБОСНОВАНИЕ И ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТОК ДЛЯ ОТРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ НА НИЖНИХ ГОРИЗОНТАХ РУДНИКА ЗАРМИТАН

Представлены технические решения, позволяющие обеспечить безопасные условия работы и высокий уровень показателей отработки эксплуатационных блоков в сложных горно-геологических условиях при отработке запасов горизонтов +660 м и +600 м рудника Зармитан. По результатам произведенной горнотехнической оценки многих технических решений, используемых в практике работы рудников, для разработки рудных тел в восточной части рудника Зармитан приведены рекомендации по применению систем разработок. Рекомендовано применение систем разработок: при мощности рудных тел до 2,0 м – с магазинированием руды с разделением этажа по высоте на подэтажи и с магазинированием руды с разделением эксплуатационного блока на полосы длиной 20—25 м; отбойка руды производится из наращиваемых восстающих. При мощности рудных тел свыше 2,0 м предусмотрены системы с подэтажной отбойкой руды и магазинированием отбитой руды в очистном пространстве блока.

Ключевые слова: горно-геологические условия, тектонические нарушения, разлом, трещины, рудное тело, вмещающие породы, горная масса, запас прочности, устойчивость, крепление, системы разработок, очистное пространство, разубоживание, технологические схемы, полевая подготовка, закладка.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-41-49

Система рудных тел Восточного фланга, состоящая из жильных рудных тел, имеет значительную протяженность, порядка 1600 м, при этом морфология рудных тел чрезвычайно осложнена неотектоникой. Помимо секущих нарушений, смещающих рудные тела иной раз на десятки метров, в плоскости рудных тел на разведочных горизонтах горных работ практически повсеместно проявлен тектонический разрыв, нередко с глиной трения (в сиенитах) или интенсивной углефикации (в роговиках), значительной амплитуды.

По инженерно-геологическому районированию породы и руды, слагающие

рудные тела системы в юго-восточных частях месторождения относятся к неустойчивым, представлены кварц-слюдистыми сланцами и реже сиенитами, приуроченными к зонам дробления и тектоническим нарушениям. Коэффициент потенциальной устойчивости менее 1,0. Породы, слагающие кровлю выработок неустойчивые, при разработке возможно разрушение, расслаивание и обрушение пород, сопровождаемых их вывалами с образованием куполов и внезапных прорывов трещинных вод (таблица).

Преобладают продольные и диагональные трещины. Более опасными, с точки зрения устойчивости, будут выработки,

Физико-механические свойства пород, слагающих массив

Породы	Плотность, т/м ³	Водопоглощение, %	Пористость, %	Предел прочности на сжатие, МПа		
				в сухом состоянии	во влажном состоянии	в зонах тектонической нарушенности
Кварц-сланцы и роговики	2,61–2,70	0,2–1,47	0,78–3,1	75,4–147,0	39,7–77,4	15,9–16,8
	2,65	0,84	1,94	111,2	58,6	16,4
Сиениты	2,62–2,68	0,43–0,63	1,13–1,66	87,1–112,5	59,6–79,8	18,4–31,3
	2,65	0,53	1,40	99,8	69,7	24,85

пройденные по ним или пересекающие трещины под косым углом. Наибольшая частота углов падения трещин от 21 до 40° и от 61 до 80°. Более опасны трещины с углами падения 61–80°, которые в случае подсечения их выработками могут стать поверхностями скольжения.

Геологоразведочные выработки проходились по породе, сечением до 7,5 м², крепление выработок производилось только в местах пересечения разломов, обычно сопровождаемых значительными зонами дробления. Параметры оруденения системы рудных тел Восточного фланга определялись по рассечкам, проходимым из полевых штреков и скважинам.

На основании проведенных исследований и опыта эксплуатационных работ на горизонтах +780 м и +720 м предусматривается полевая подготовка эксплуатационных блоков на горизонтах +660 м и +600 м.

Подготовка эксплуатационных блоков на уровне откаточного горизонта должна производиться следующим образом: вне зоны влияния очистных работ, на расстоянии 8–10 м от рудного тела, параллельно ему проходится откаточный штрек с погрузочными заездами через 6–7 м, из заездов нарезаются и проходятся полевые восстающие. Восстающие проходятся параллельно рудному телу, на расстоянии 5–6 м от него. Заезды проходятся до пересечения с рудным телом. В восстающем через 5–6 м про-

ходятся ходки в блок, которые пересекают рудное тело и контролируют его расположение и параметры оруденения.

Из погрузочных заездов по рудному телу проходятся дучки до уровня первого ходка, затем дучки на уровне первого ходка сбиваются между собой и ходками. Производится «разворонка» дучек, под углом 55°. Такая зубчатая конфигурация днища блока обеспечивает устойчивость выпускных воронок, позволяет уменьшить толщину потолочины в нижележащем блоке. Борты выпускных воронок и погрузочных заездов могут быть усилены штанговой крепью.

Добыча товарной руды на месторождении ведется двумя основными системами разработок: системой разработки с магазинированием руды в очистном пространстве блока и системами разработки с поэтажной отбойкой руды (подэтажные штреки).

В восточной части месторождения, попытки применения системы разработки с магазинированием руды, при стандартных параметрах эксплуатационного блока, с длиной блока — 60 м и высотой — 60 м, в большинстве случаев приводили к потере блока, из-за обрушения междукламерных целиков.

Очистная выемка в сложных горно-геологических условиях имеет ряд особенностей, особенно при повышенной трещиноватости руды. Бурение очистного уступа производится комплектом горизонтальных шпуров, в ряде случаев,

кровле очистной ленты придают сводчатую форму. Бурение шпуров производится строго в контуре промышленного оруденения. Основной прихват вмещающих пород происходит при выпуске руды из блока (частичном или полном) за счет отслоения вмещающих пород. Полный выпуск руды из блока производится равномерно, поочередно из всех заездов. Начиная с половины высоты блока выпуск производится под обрушенными породами, поэтому важен постоянный контроль за качеством отгружаемой руды из блока. После окончания выпуска руды по результатам отработки обязательно составление общего баланса руды и металла.

При сложных горнотехнических условиях отработки рудных тел обычно применяют следующие виды управления устойчивостью очистной камеры:

1. Повышение интенсивности очистной выемки, позволяющее снизить размер отслоений в бортах очистной камеры. Практикой отработки рудных тел установлено, что оптимальный срок отработки блока должен составлять 2,5—

3,5 месяца, тогда размер отслоений составляет 5—7% от общего объема при-мешиваемых пород.

2. Повышение устойчивости бортов очистной камеры за счет применения распорной или штанговой крепи. При использовании этого способа увеличивается общая трудоемкость очистных работ на 30—40% и расход материалов.

3. Применение закладки. При этом способе резко сокращается интенсивность очистной выемки или производительность блока.

Большинство рудников, как правило, использует в качестве временной закладки отбитую руду в очистной камере. Разубоживание отбитой руды за счет примешивания вмещающих пород происходит на стадии выпуска руды из блока.

На основании произведенной горнотехнической оценки многих технических решений использующихся в практике работы рудников при отработке рудных тел в сложных горно-геологических условиях, для разработки рудных тел в восточной части рудника Зармитан рекомендованы следующие системы разработки:

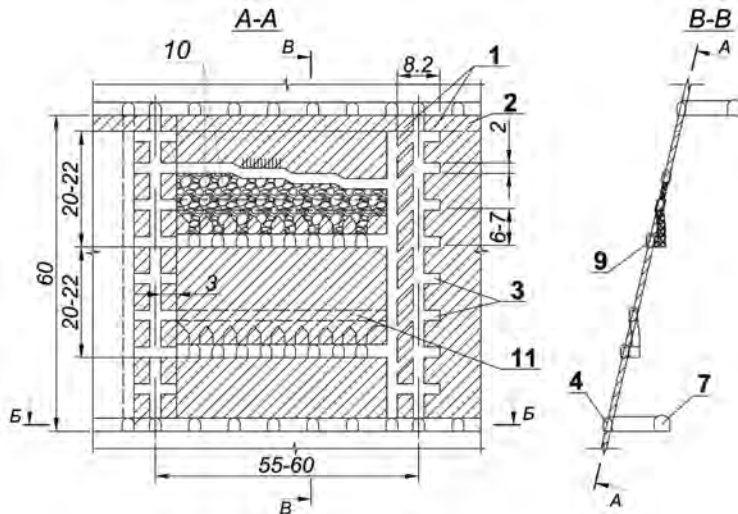


Рис. 1. Система разработки с magazинированием (система разработки «узкими» magazинами): 1 — междукамерный целик; 2 — потолочина; 3 — ходки в блок; 4 — штрек подсечки; 5 — блоковый восстающий; 6 — орты-заезды; 7 — полевой штрек; 8 — отрезной восстающий; 9 — штрек скрепления; 10 — дучки; 11 — штрек подсечки на горизонте воронок

• При мощности рудных тел до 2,0 м:

1. Система разработки с магазинированием руды с разделением этажа по высоте на подэтажи, каждый из которых отрабатывается по самостоятельной технологической схеме (система разработки «узкими» магазинами) (рис. 1). Система разработки применяется, когда рудное тело в эксплуатационном блоке разбито продольными и диагональными трещинами на части с амплитудой смещения свыше 3,0 м. Каждый подэтаж эксплуатационного блока имеет стандартную длину блока 55–60 м, но высота каждого подэтажа может быть разной в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

2. Система разработки с магазинированием руды, с разделением эксплуатационного блока на полосы длиной 20–25 м, (система разработки «короткими» магазинами) (рис. 2), система разработки применяется, когда рудное тело разбито трещинами с амплитудой смещения до 3,0 м, которые в соответствии с существующими условиями могут быть включены в отработку [1, 2].

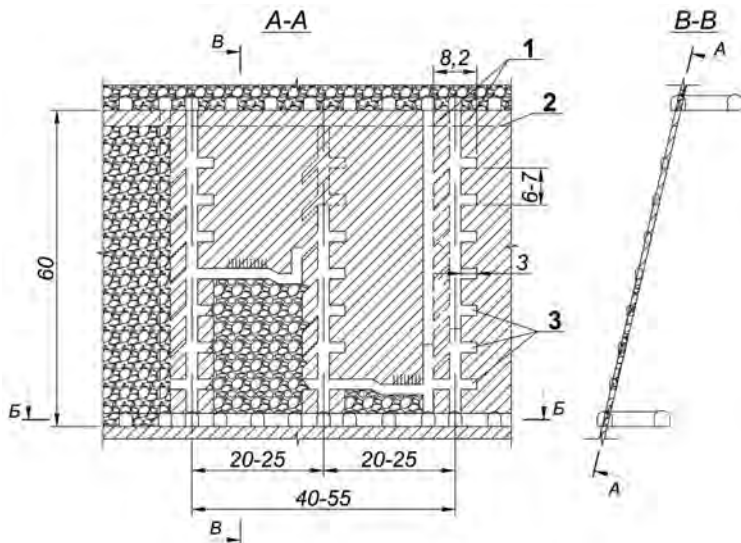


Рис. 2. Система разработки с магазинированием руды (система разработки «короткими» магазинами): 1 — междукамерный целик; 2 — потолочина; 3 — ходки в блок; 4 — штрек подсечки; 5 — блоковый восстающий; 6 — орты-заезды; 7 — полевой штрек; 8 — отрезной восстающий

В обоих вариантах систем разработок с магазинированием предусматривается полевая подготовка эксплуатационных блоков. Выявление в ходе очистной выемки участки с некондиционной рудой могут быть оставлены в качестве предохранительных целиков.

Предложены технологические схемы очистной отбойки руды, не требующие постоянного присутствия горнорабочих в очистном пространстве блока.

Отбойка руды в предложенных технологических схемах осуществляется шпурами или скважинами малого диаметра, пробуриваемыми не из очистного пространства блока, а из восстающих. Предлагаемые технологические схемы использовались при добыче руды в сложных горно-геологических условиях на ряде рудников ближнего и дальнего зарубежья.

Отбойка руды из восстающих обеспечивает безопасность работ при неустойчивых породах и рудах, высокую интенсивность очистной выемки, и как следствие минимальное разубоживание и относительно независимый удобный выпуск руды (рис. 3, 4, 5). Эффективность

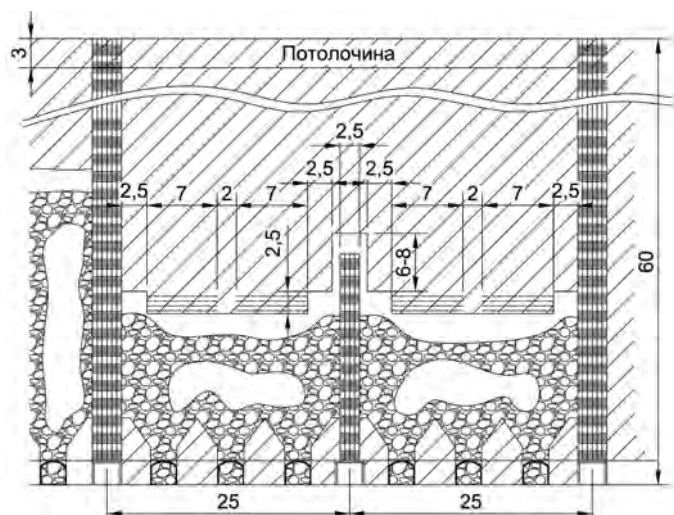


Рис. 3. Система разработки с магазинированием руды и обойкой руды скважинами малого диаметра из буровых камер

применения данных технологических схем и системы разработки в целом значительно снижается из-за больших объемов нарезных работ и повышенного расхода крепежных материалов.

Восстающие из которых производится бурение шпуров и скважин крепятся сплошной венцовой крепью, чередующейся с креплением на стойках. Для бу-

рения в крепи остаются окна высотой 0,8 м и шириной равной мощности рудного тела. Отбитую руду магазинируют между восстающими. При производстве буровых работ, часть обшивки восстающего снимается и после обурирования опять восстанавливается. Отбойка ведется только в контуре рудного тела, крайние скважины ряда располагают 0,20—

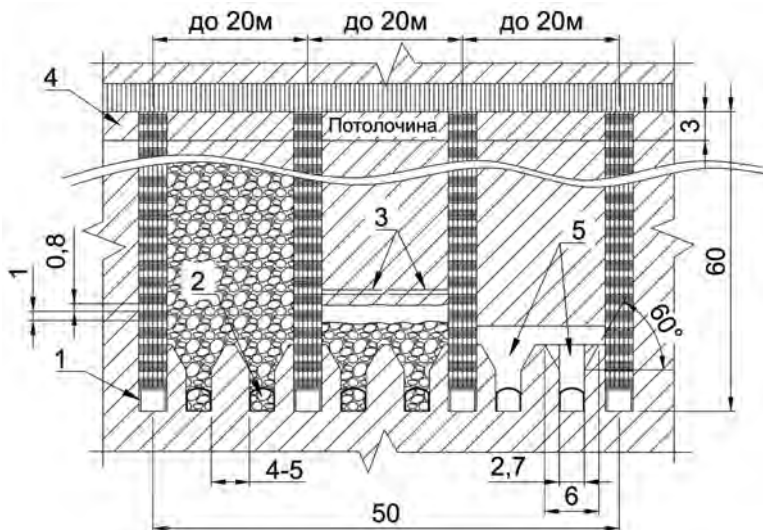


Рис. 4. Система разработки с магазинированием руды короткими блоками и отбойкой руды скважинами малого диаметра из восстающих: 1 — восстающий (закрепленный венцовой крепью на стойках); 2 — орты заезды; 3 — горизонтальные скважины; 4 — потолочина; 5 — дучки

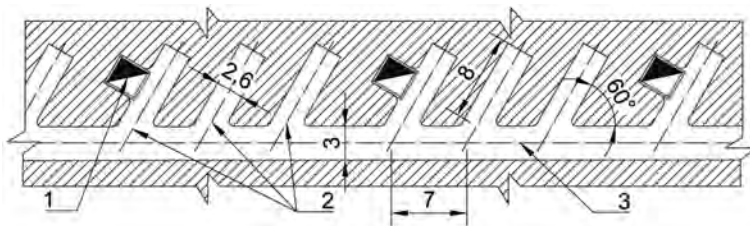


Рис. 5. Конструкция днищ блока: 1 — блоковый восстающий; 2 — погрузочный заезд; 3 — полевой штрек (доставочная выработка)

0,40 м от контура рудного тела в зависимости от мощности применяемого взрывчатого вещества. При устройстве у восстающих, буровых камер, для размещения буровой установки кровля буровой камеры закрепляется распорной крепью с затяжкой кровли накатником.

В представленных вариантах технологических схем отбойка руды, как правило, производится из наращиваемых восстающих, при весьма неустойчивых рудах и породах буровые восстающие проходятся на всю высоту этажа, что значительно увеличивает продолжительность отработки эксплуатационного блока.

Основным направлением совершенствования представленных технологических схем может быть увеличение длины вертикальной прирезки, позволяющей снизить объем нарезных работ.

Результаты работы рудников применяющих предложенные технологические схемы отбойки следующие: сменная производительность труда бурильщика 12—15 м³/смену, забойного рабочего от 2 до 3,5 м³/смену, расход крепежного леса на 1 м³ горной массы 0,07 м³, разубоживание при отбойке 6,0%, а при выпуске 6,7%.

Очистная выемка в каждой секции или полосе должна вестись с максимальной интенсивностью, каждая секция или полоса должна обрабатываться за 2—3 месяца. Следует обратить внимание на объем частичного выпуска руды, чтобы избежать чрезмерного обнажения бортов очистной камеры и их обрушения в очистное пространство.

При использовании вышеприведенных систем разработок с магазинированием увеличивается объем подготовительно-нарезных работ по сравнению с типовой технологической схемой системы разработки с магазинированием руды. Особенно это касается варианта системы разработки с подэтажным магазинированием, когда эксплуатационный блок может подготавливаться несколько раз, в зависимости от числа секций.

В случае, когда сопутствующее рудному телу геологическое нарушение находится вблизи рудного тела, для удержания бортов очистной камеры и предотвращения их сползания в очистное пространство рекомендуется установка распорной или штанговой крепи.

Выше перечисленные рекомендации увеличивают себестоимость добычи руды, но направлены на повышение безопасности рабочих находящих в очистном пространстве блока.

• При мощности рудных тел свыше 2,0 м:

1. Для отработки предусматриваются системы с подэтажной отбойкой руды и магазинированием отбитой руды в очистном пространстве блока.

На ряде рудников при отработке маломощных руд в сложных условиях применяют комбинированные варианты управления массивами, основанные на интенсивном ведении очистных работ из подэтажных выработок с использованием отбитой руды в качестве временной закладки для поддержания боковых пород.

На руднике им. А. Матросова объединения «Северовостокзолото» при отработке маломощных крутопадающих рудных зон, залегающих в недостаточно устойчивых сильнотрещиноватых глинистых сланцах, применяют вариант системы подэтажными штреками с частичным магазинированием руды (рис. 6).

Отбойку ведут из подэтажных выработок скважинами малого диаметра — 55 мм. Часть отбитой (25—30%) на подэтажах руды выдают торцовым скреперованием в рудоспуски, остальная руда магазинируется в выработанном пространстве и служит временной закладкой. Применение комбинированного варианта системы разработки в сравнении с применяемой на руднике системой подэтажных штреков позволило снизить разубоживание руды на 8—12%.

На основании проведенного анализа и аналитических расчетов параметров разработки маломощных крутопадающих месторождений в сложных горно-геологических условиях и с учетом конкретных горнотехнических условий отработки рудных тел восточного флан-

га, рудника Зармитан можно сделать следующие выводы:

1. Использование в качестве временной закладки отбитой руды является перспективным направлением в управлении устойчивостью вмещающих пород наряду с повышением интенсивности очистной выемки.

2. Общим недостатком технологии использования отбитой руды в качестве временной закладки, является переуплотнение и ухудшение сыпучих свойств замагазинированной руды, который может быть компенсирован разделением блока на части с устройством промежуточных горизонтов выпуска.

3. Среднемесячная производительность системы с магазинированием блока, вариант с неподвижным магазином, будет на уровне 2,0 тыс. т в месяц, показатель разубоживания товарной руды 35—40%. При системе подэтажных штреков с частичным магазинированием руды, среднемесячная производительность блока 4—5 тыс. т в месяц, разубоживание товарной руды составит порядка 35—38%.

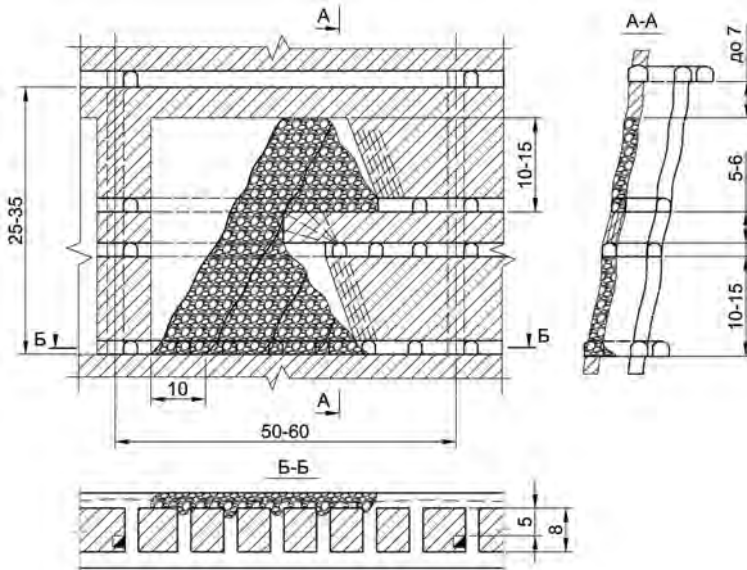


Рис. 6. Система разработки подэтажными штреками с частичным магазинированием руды на руднике им. А. Матросова

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рафиенко Д. И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. — М.: Недра, 1967. — 189 с.
2. Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. — Алма-Ата: Наука, 1969. — 605 с.
3. Рыков А. Т. Подземная разработка сложных рудных тел. — М.: Недра, 1976. — 143 с.
4. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1984.
5. Агошков М. И. Разработка рудных и нерудных месторождений. — М.: Недра, 1983.
6. Беркалиев Б. Т. Параметры разработки и полнота извлечения руд. — М.: Недра, 1988. — 144 с.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. — М.: Недра, 1977.
8. Баранов А. О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. — М.: Недра, 1985.
9. Kendorski F., Cummings R., Bieniawski Z. T. and Skinner E. 1983. Rock mass classification for block caving mine drift support. Proc. 5th Congr. Int. Soc. Rock Mech., Melbourne, B51-B63. Rotterdam: Balkema.
10. Laubscher D. H. 1984. Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. Trans Instn Min. Metall. 93, A70 — A82. **ТАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Раимжанов Бахадиржан Раимжанович¹ — доктор технических наук, профессор, заместитель директора по науке,
Мухитдинов Алишер Таджимбаевич¹ — главный специалист,
Бекмурзаев Бурибай Байтураевич¹ — кандидат экономических наук, директор,
Хасанов Алексей Рашидович¹ — ведущий инженер,
¹ ГУП «O'zGEORANGMETLITI»,
e-mail: info@georang.uz, Узбекистан.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analicheskiy byulleten'. 2018. No. 1, pp. 41–49.

B.R. Raimjanov, A.T. Muhitdinov, B.B. Bekmurzaev, A.R. Khasanov

EVALUATION AND SELECTION OF DEEPER LEVEL ORE MINING SYSTEMS FOR ZARMITAN MINE

The article presents the basic technologies that can ensure safety and sufficient efficiency of mining in complicated geological conditions at levels +660 m and +600 m in Zarmitan mine. Based on the outcome of geotechnical audit of many engineering solutions practiced in ore mining under difficult ground conditions, recommendations are made on the mining system for the ore bodies in the east part of Zarmitan mine.

The recommended mining systems take into account the thickness of the ore bodies. Subject to the ore body thickness to 2.9 m, it is advised to use shrinkage stoping, with desparation of levels into sublevels, division of extraction blocks into strips 20–25 m long and with ore breakage from lengthening raises. Given an ore body is more than 2.0 m thick, it is suggested to use sublevel caving with broken ore shrinkage in stoping zone of an extraction block.

Key words: geological conditions, tectonic disturbances, fault, fractures, ore body, enclosing rocks, rock mass, safety factor, stability, support, mining systems, stoping zone, dilution, process flow charts, in-stone development, backfilling.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-41-49

AUTHORS

Raimjanov B.R.¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
Deputy Director for Science,
Muhitdinov A.T.¹, Chief Specialist,
Bekmurzaev B.B.¹, Candidate of Economical Sciences, Director,
Khasanov A.R.¹, Leading Engineer,
¹ State Unitary Enterprise O'zGEORANGMETLITI,
100070, Tashkent, Uzbekistan, e-mail: info@georang.uz.

REFERENCES

1. Rafienko D.I. *Sistemy s magazinirvaniem rudy pri razrabotke zhil'nykh mestorozhdeniy* (Shrinkage stoping systems in vein deposit mining), Moscow, Nedra, 1967, 189 p.
2. Baykonurov O.A. *Klassifikatsiya i vybor metodov podzemnoy razrabotki mestorozhdeniy* (Classification and selection of underground mining methods), Alma-Ata, Nauka, 1969, 605 p.
3. Rykov A.T. *Podzemnaya razrabotka slozhnykh rudnykh tel* (Underground mining of compound ore bodies), Moscow, Nedra, 1976, 143 p.
4. Imenitov V.R. *Protsessy podzemnykh gornyykh rabot pri razrabotke rudnykh mestorozhdeniy* (Underground ore mining processes), Moscow, Nedra, 1984.
5. Agoshkov M.I. *Razrabotka rudnykh i nerudnykh mestorozhdeniy* (Mining of metallic minerals and nonmetallics), Moscow, Nedra, 1983.
6. Berkaliyev B.T. *Parametry razrabotki i polnota izvlecheniya rud* (Mining system parameters and completeness of ore extraction), Moscow, Nedra, 1988, 144 p.
7. *Edinye pravila bezopasnosti pri razrabotke rudnykh, nerudnykh i rossypnykh mestorozhdeniy podzemnym sposobom* (Uniform safety rules for underground mining of metal and nonmetal minerals and placers), Moscow, Nedra, 1977.
8. Baranov A.O. *Raschet parametrov tekhnologicheskikh protsessov podzemnoy dobychi rud* (Determination of process variables in underground ore mining), Moscow, Nedra, 1985.
9. Kendorski F., Cummings R., Bieniawski Z.T. and Skinner E. 1983. Rock mass classification for block caving mine drift support. *Proc. 5th Congr. Int. Soc. Rock Mech.*, Melbourne, B51-B63. Rotterdam: Balkema.
10. Laubscher D.H. 1984. Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Trans Instn Min. Metall.* 93, A70 A82.

FIGURES

Fig. 1. Shrinkage stoping (narrow shrinkage stopes): 1 – rib pillar; 2 – crown pillar; 3 – passes to block; 4 – undercutting drifts; 5 – raise in a block; 6 – access crosscuts; 7 – fringe drift; 8 – slot raise; 9 – scraping drift; 10 – ore passes; 11 – undercutting drift on blast cone level.

Fig. 2. Shrinkage stoping (short shrinkage stopes): 1 – rib pillar; 2 – crown pillar; 3 – passes to block; 4 – undercutting drifts; 5 – raise in a block; 6 – access crosscuts; 7 – fringe drift; 8 – slot raise.

Fig. 3. Shrinkage stoping with small-diameter charge blasting from drilling rooms.

Fig. 4. Shrinkage stoping with short blocks and small-diameter charge blasting from raisers: 1 – raise (supported with square set with posts); 2 – access crosscuts; 3 – horizontal holes; 4 – crown pillar; 5 – ore passes.

Fig. 5. Bottom design of blocks: 1 – raise in a block; 2 – haulage entry; 3 – fringe drift (hauling tunnel).

Fig. 6. Sublevel stoping with partial shrinkage in Matrosov mine.

TABLE

Physico-mechanical properties of rock mass.

