

ОБОСНОВАНИЕ КОЛИЧЕСТВА ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УЗЛОВ В РАБОЧИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТЫ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА И ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ МАШИН

Хахимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Ашуралиев У.Т., Навоийский государственный горный институт, Республика Узбекистан

В статье приведена методика определения рационального количества перегрузочных узлов в рабочем горизонте шахты и рекомендованы для инженерных расчетов при разработке крутопадающих тонкожильных месторождений с применением автотранспорта и погрузочно-доставочных машин.

Сложные горно-геологические условия залегания большинства крутопадающих жил (мощность от нескольких сантиметров до 1-2 м, угол падения 50-90°, невыдержанный характер оруденения, многочисленные тектонические нарушения и др.) обусловили большое разнообразие систем и технологий, основанных на мелкошпуровой и скважинной отбойке жил [1, 3, 7]. Основу применяемой технологии выемки крутопадающих жил в зависимости от мощности составляет система разработки с магазинированием руды, система поэтажной отбойки и системы разработки с закладкой выработанного пространства.

Анализируя опыт разработки жильных месторождений [2, 4-6, 8], можно выделить два основных и наиболее перспективных направления совершенствования технологии выемки жил:

1) основанное на эффективном применении систем с закладкой и поэтажной разработкой на базе использования самоходного малогабаритного оборудования. Это направление прогрессирует на зарубежных рудниках;

2) основанное на создании комплексно-механизированной технологии на базе механизированных очистных комплексов.

Эффективность подземных работ с применением самоходной техники во многом зависит от объемов горнопроходческих работ, проводимых при подготовке рабочих горизонтов и оснащения их перегрузочными узлами шахты. Количество перегрузочных узлов в одном горизонте могут быть одной или несколько. Уменьшение количества перегрузочных узлов приводит к увеличению расстояния доставки руды до перегрузочного узла, а их увеличение – к увеличению горнопроходческих работ и расстояния транспортировки горной массы автосамосвалами. Количество перегрузочных узлов должно определяться с учетом всех затрат на доставку и транспортировку руды и должны сводиться к минимуму:

$$\sum Z_{\text{уз}} = \frac{\sum Z_{\text{п.в.}} + Z_{\text{под.в.}} + Z_{\text{ам.тр.}} + Z_{\text{ам.пдм.}} + Z_{\text{р.в.}} + Z_{\text{гсм.}} + Z_{\text{з.п.}} + Z_{\text{з.ш.}}}{P_{\text{з.р.}}} \rightarrow \min, \text{ у.е./т} \quad (1)$$

где $\sum Z_{\text{п.в.}}$ – сумма затрат на проходку выработки; $Z_{\text{под.в.}}$, $Z_{\text{ам.тр.}}$, $Z_{\text{ам.пдм.}}$, $Z_{\text{р.в.}}$, $Z_{\text{гсм.}}$, $Z_{\text{з.п.}}$, $Z_{\text{з.ш.}}$ – соответственно, затраты на поддержание выработки, амортизационные отчисления на автотранспорт и погрузочно-доставочные машины, ремонт и восстановление машин, на горюче-смазочные материалы, заработную плату и автошины; $P_{\text{з.р.}}$ – извлекаемые запасы руды из горизонта шахты, т.

Сумма затрат на проходку выработки складывается из выражения:

$$\sum Z_{\text{п.в.}} = U_{\text{т.в.}} \cdot C_{\text{п.тр.}} + U_{\text{д.в.}} \cdot C_{\text{д.в.}} + U_{\text{р.сп.}} \cdot C_{\text{р.сп.}} + U_{\text{см.в.}} \cdot C_{\text{см.в.}}, \text{ у.е.}, \quad (2)$$

где $U_{\text{т.в.}}$, $U_{\text{д.в.}}$, $U_{\text{р.сп.}}$, $U_{\text{см.в.}}$ – объемы проходки транспортных и доставочных выработок, рудоспусков и смотровых выработок, соответственно; $C_{\text{п.тр.}}$, $C_{\text{д.в.}}$, $C_{\text{р.сп.}}$, $C_{\text{см.в.}}$ – стоимость проходки 1 п.м. транспортных и доставочных выработок, рудоспусков и смотровых выработок, соответственно.

Затраты на поддержание выработки по видам определяется по выражению:

$$Z_{\text{подв}} = L_{\text{в}} \cdot T_{\text{отр}} \cdot C_{\text{год}} \cdot \text{у. е.}, \quad (3)$$

где $L_{\text{в}}$ – длина выработки, м; $T_{\text{отр}}$ – продолжительность отработки горизонта, лет; $C_{\text{год}}$ – среднегодовые расходы на поддержание 1 п.м. выработки.

Расчет амортизационных отчислений на автотранспорт и погрузочно-доставочные машины определяется по формуле.

$$C_{\text{ам}} = N_{\text{м}} \cdot C_{\text{м}} \cdot C_{\text{на}} \cdot \text{у. е.}, \quad (4)$$

где $N_{\text{м}}$ – списочное количество машин, ед.; $C_{\text{м}}$ – стоимость машин, у.е.; $C_{\text{на}}$ – годовая норма амортизационных отчислений, у.е.

Затраты на ремонт и восстановление машин:

$$Z_{\text{р.в.}} = N_{\text{м}} \cdot C_{\text{м}} \cdot C_{\text{р.в.}} \cdot \text{у. е.}, \quad (5)$$

где $C_{\text{р.в}}$ – стоимость ремонтно-восстановительных работ, у.е. ($C_{\text{р.в}} = P/100$); P – процент затрат от стоимости машин, у.е.

Затраты на горюче-смазочные материалы:

$$Z_{\text{гсм}} = q_{\text{м.ч.}} \cdot T_{\text{р.см.}} \cdot N_{\text{м}} \cdot C_{\text{т}} + 0,03(q_{\text{м.ч.}} \cdot T_{\text{р.см.}} \cdot N_{\text{м}} \cdot C_{\text{т}}) \cdot \text{у. е.}, \quad (6)$$

$q_{\text{м.ч.}}$ – расход топлива на 1 моточас работы, кг;
 $T_{\text{р.см.}}$ – продолжительность рабочей смены, ч; $N_{\text{м}}$ – количество машин в работе, ед.;
 $C_{\text{т}}$ – стоимость топлива, у. е./кг

Затраты по заработной плате:

$$Z_{\text{з.п.}} = N_{\text{в.с.}} \cdot C_{\text{в.с.}} + N_{\text{п.дм.}} \cdot C_{\text{п.дм.}} + N_{\text{м.оп.}} \cdot C_{\text{м.оп.}} \cdot \text{у. е.}, \quad (7)$$

$N_{\text{в.с.}}$, $N_{\text{п.дм.}}$, $N_{\text{м.оп.}}$ – списочная численность операторов автосамосвалов.

$$Z_{\text{з.ш.}} = \frac{\sum L_{\text{проб.}} \cdot N_{\text{к.ш.}} \cdot C_{\text{з.ш.}}}{N_{\text{з.ш.}}}, \quad (8)$$

где

$\sum L_{\text{проб.}}$ – общее количество пробегов машин в году, км; $N_{\text{к.ш.}}$ – количество автошины в комплекте, ед; $C_{\text{з.ш.}}$ – стоимость автошин, у. е./ед; $N_{\text{з.ш.}}$ – норма пробега на 1 комплект автошин, км

Таким образом, разработана методика для определения рационального количества перегрузочных узлов в рабочем горизонте шахты и приведен технико-экономический анализ изменения суммарных удельных затрат в различных количествах перегрузочных узлов.

Построены принципиальные схемы (рис. 1) для определения объемов горнопроходческих работ и расстояния перемещения руды при различных количествах перегрузочных узлов в шахтном горизонте.

В соответствии с методикой и схемами выполнены расчеты и построены графики, представленные на рис. 2 и 3.

Из рис. 2 видно, что с увеличением количества перегрузочных узлов удельные затраты на проходку выработок растут, при этом затраты на другие виды работ снижаются, а общие удельные затраты на перемещение 1 т руды постепенно увеличиваются. Это свидетельствует о том, что при подорожании материальных затрат и затрат на горюче-смазочные материалы предпочтительно увеличивать количество перегрузочных узлов.

График из рис. 3 показывает, что значения удельных затрат во многом зависит от извлекаемых запасов руды из шахтных горизонтов.

Установлено, что при наличии запасов от 1 до 3 млн. т руды в шахтном горизонте достаточно иметь один перегрузочный узел, т.к. удельные затраты при этом ниже. При запасе руды более 3 млн. т в шахтном горизонте необходимо иметь до четырех перегрузочных узлов, т.к. удельные затраты с увеличением обрабатываемых запасов снижается.

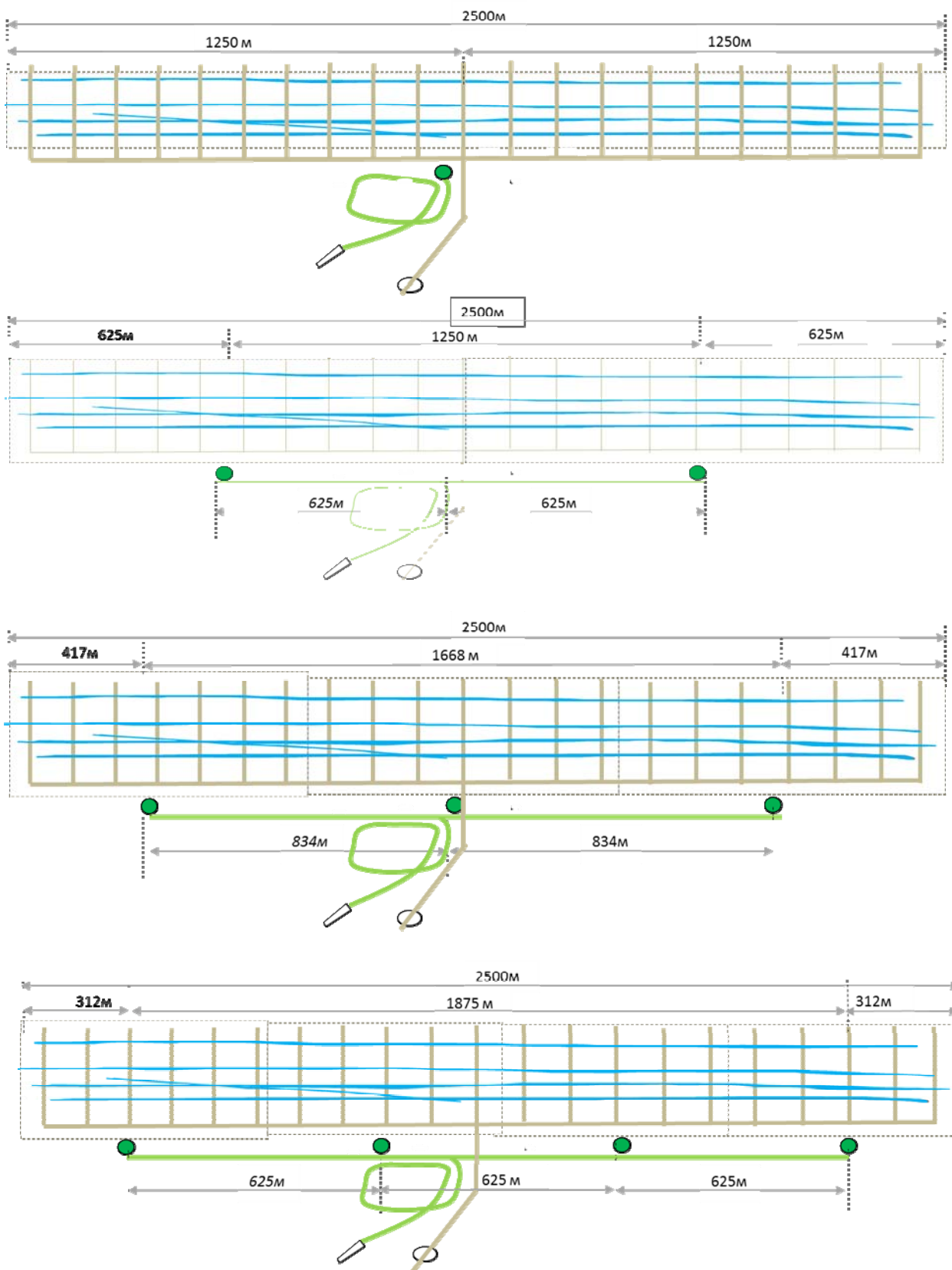


Рис. 1. Схемы к определению объемов горнопроходческих работ и расстояния перемещения руды при различных количествах перегрузочных узлов в шахтном горизонте

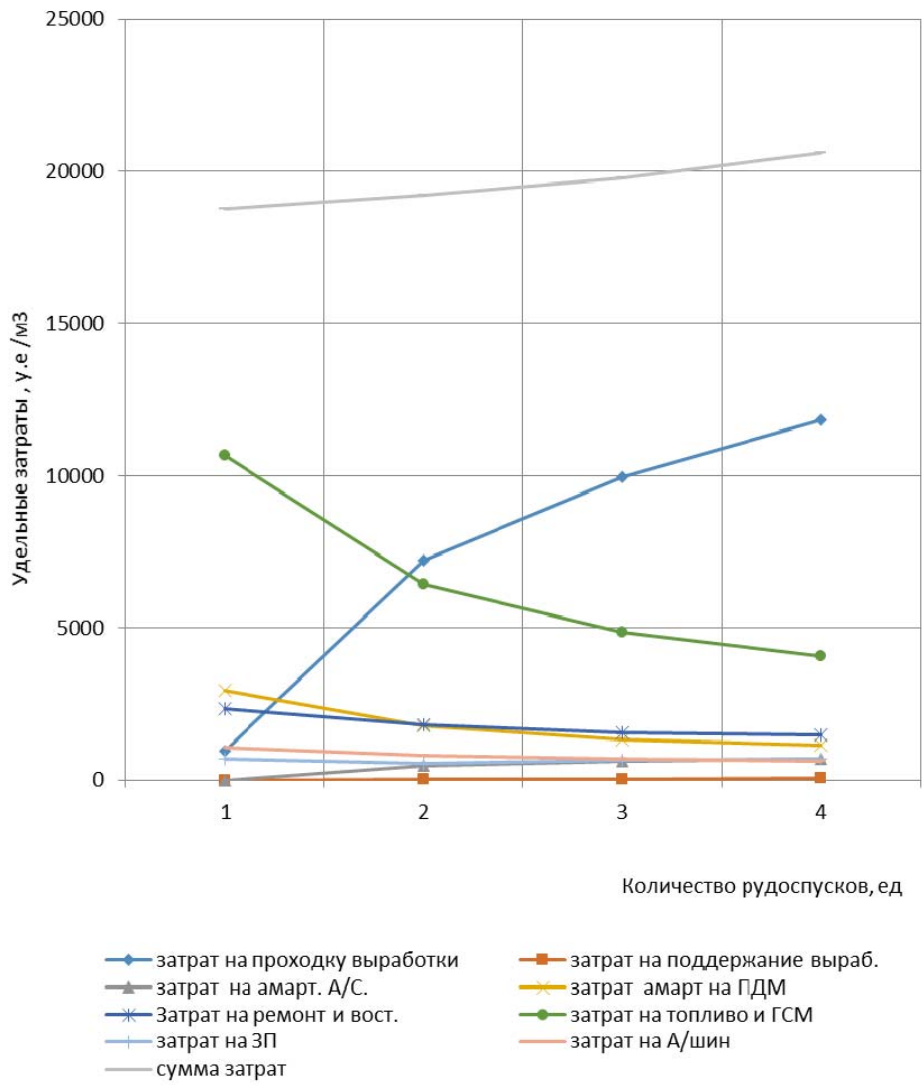


Рис. 2. Изменение удельных затрат в зависимости от количества рудоспусков

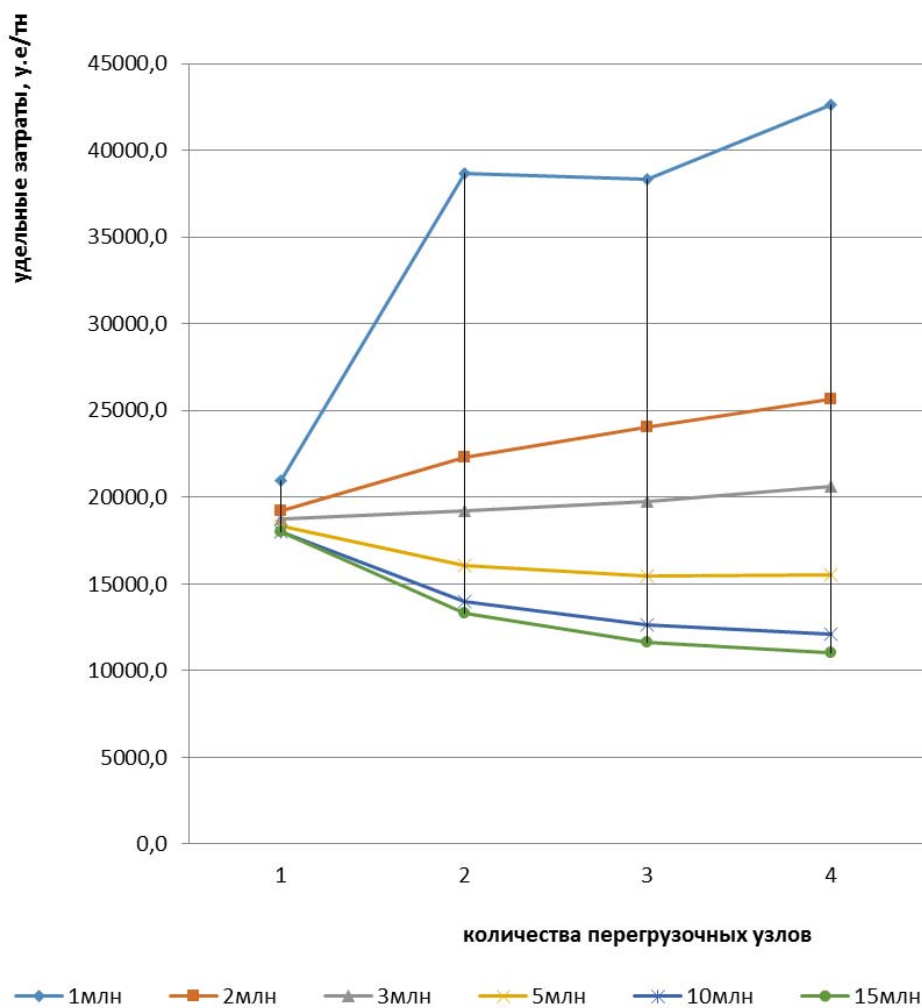


Рис. 3. Изменение удельных затрат на доставку и транспортировку руды в зависимости от количества перегрузочных узлов при различных запасах полезного ископаемого в рабочем горизонте шахты

Список литературы

1. Борисов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд. Справочное пособие. – М.: «Недра», 1993. – 283 с.
2. Мамсуров Л.Д., Рафиенко Д.И., Панфилов Е.И. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1974. – 187 с.
3. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. – Мурманск, 1978. – 113 с.
4. Назарчик А.Ф. Исследование эффективности разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1972. – 264 с.
5. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1978. – 232 с.
6. Агошков М.И., Никаноров В.И., Панфилов Е.И. и др. Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. – М.: Недра, 1974. – 312 с.
7. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: «Недра», 1978. – 529 с.
8. Рафиенко Д.И., Назарчик А.Ф., Галченко Ю.П. и др. Совершенствование разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1986. – 216 с.